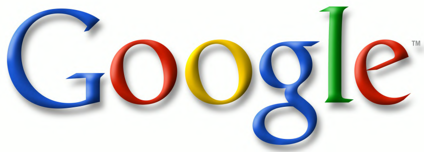

Google

ANNALES
DES MINES,

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES,

ET SUR LES SCIENCES QUI S'Y RAPPORTENT;

Rédigées par le Conseil général des Mines,

PUBLIÉES

Sous l'autorisation du Conseiller d'État, Directeur général des Ponts et Chaussées et des Mines.

TOME XI.

A PARIS,

Chez TREUTTEL et WURTZ, Libraires, rue de Bourbon, n°. 17; et même Maison de Commerce,

A LONDRES, 30 Soho-Square, et à STRASBOURG, rue des Serruriers, n°. 3.

1825.



AVERTISSEMENT.

L'avis placé en tête du neuvième volume (1re. liv. 1824) porte que les *Annales des Mines* seront augmentées de deux livraisons, et qu'elles paraîtront de *deux mois en deux mois*. Néanmoins, à cause de l'abondance des matières, les livraisons de 1824 sont encore bien plus fortes qu'elles ne devaient l'être, puisque chacune d'elles surpasse de beaucoup *sept à huit* feuilles d'impression.

S'il fallait s'en tenir à ce nombre, il serait impossible de faire connaître, à temps, dans ce Recueil tous les Mémoires qui intéressent l'art des mines.

D'après cette considération, il a été arrêté qu'à commencer du 1er. janvier 1825, chaque livraison comprendra, au moins, *dix feuilles* d'impression. Les livraisons continueront de paraître de *deux mois en deux mois*.

Les six livraisons d'une même année formeront *deux volumes*. On y joindra les tableaux, cartes et planches nécessaires à l'intelligence du texte.

En s'engageant ainsi à faire paraître, par année, *six livraisons*, composées chacune de *dix feuilles* d'impression, au moins, on ne peut maintenir le prix de la souscription aux *Annales des Mines*, tel qu'il avait été fixé au moment de la publication du volume de 1816 (1).

Ce prix a été porté, à compter du 1er. janvier 1825, à *vingt francs*, par an, pour Paris, et à *vingt-quatre francs* pour les Départemens.

On s'abonne, à Paris, chez MM. Treuttel et Würtz, libraires, rue de Bourbon, n°. 17, ainsi que dans leurs maisons établies à Londres, 30 Soho-Square, et à Strasbourg, rue des Serruriers, n°. 3.

---

(1) Alors on ne s'était engagé à publier, par année, qu'UN SEUL VOLUME, composé de quatre livraisons de sept à huit feuilles d'impression chacune.

Imprimerie de Madame HUZARD (née VALLAT LA CHAPELLE), rue de l'Eperon, n°. 7.



NOTICE GÉOLOGIQUE

SUR LA SILÉSIE,

ET LA PARTIE LIMITROPHE DE LA POLOGNE;

PAR M. MANÈS, Ingénieur au Corps royal des Mines.

AVERTISSEMENT.

Les bonnes descriptions géologiques exigent de la part de leurs auteurs un séjour prolongé sur les lieux qu'ils étudient, une connaissance parfaite des localités et des recherches multipliées; elles conviennent sur-tout à ceux qui, nés dans le pays même qu'ils décrivent, sont appelés à y exercer des fonctions qui leur permettent sans cesse de rassembler de nouvelles observations. On peut encore les attendre du voyageur géologue, qui, n'ayant que cet objet en vue, lui consacre tous ses instans, et ne néglige pas d'entrer dans les plus petits détails; mais si ce voyageur, parcourant un pays déjà connu, est limité dans son temps, s'il doit en outre embrasser plusieurs objets à-la-fois, il ne pourra le plus souvent qu'étudier les faits principaux, ou tout au plus décrire quelques formations partielles. Telles sont les circonstances dans lesquelles je me suis trouvé, telles sont aussi les raisons qui m'ont empêché de donner une nouvelle description de la Silésie, après toutes celles qui ont déjà paru. MM. de Buch, de Raumer, de Œynhausen et

Schultz ont en effet donné de cette contrée des relations qui laissent peu à désirer : ce sont les idées de ces géologues que j'ai voulu exposer dans la notice suivante. J'ai suivi sur-tout l'ouvrage de M. de Raumer sur la Silésie inférieure, et celui de M. de Œynhausen sur la Silésie supérieure : le plus souvent je me suis borné à en faire l'extrait; d'autres fois, j'ai ajouté quelques détails à ceux qui y sont contenus; d'autres fois enfin j'ai émis des opinions différentes sur l'âge des diverses formations. Jamais, du reste, je n'ai fait de changemens ou d'additions sans en prévenir : s'ils sont faux ou erronés, le blâme n'en doit retomber que sur moi.

Introduction.

Limites de la Silésie.

La Silésie, qu'une suite de montagnes élevées sépare, au sud, de la Bohême et la Moravie, touche à l'ouest à la Lusace, au nord à la Prusse méridionale, et à l'est à la Pologne. On la divise en Silésie haute et en Silésie basse. Une ligne déterminée par le cours de la Neisse, depuis Patschkau jusqu'à l'Oder, par le cours de la Stober, de l'Oder à Constadt, et par la jonction de Constadt à Pitschen, forme cette division. La partie sud appartient à la Silésie haute et celle nord à la basse Silésie.

La Silésie est coupée par un grand nombre de fleuves et de petites rivières qui la traversent en tous sens, et servent à alimenter les nombreuses usines de cette contrée. La principale est l'Oder, qui la traverse du sud-est au nord-ouest et la divise en deux parties à-peu-près égales.

Climat; sol.

La haute Silésie, ou la partie la plus méridio-

nale, ainsi que les contrées montagneuses sur la frontière de la Bohême, ont l'hiver long et rigoureux; tandis que vers le nord et l'est, où le terrain s'abaisse et s'aplatit, le climat y est assez doux pour cultiver la vigne. Les parties à l'ouest de l'Oder ont un sol montagneux très-fertile, celles à l'est offrent, au contraire, des plaines en grande partie sablonneuses et marécageuses.

Les chaînes de montagnes qui appartiennent à la Silésie, ou qui ont eu la plus grande influence sur la formation des couches secondaires des plaines, sont le *Riesengebirge* ou chaîne des Géans, les *Sudètes* et l'*Eulengebirge*, qui paraît n'en être qu'une suite, enfin les Carpathes. **Montagnes.**

Le *Riesengebirge* est formé d'une suite de monts qui s'élèvent des points de jonction des frontières de la Lusace, de la Silésie et de la Bohême; ils se dirigent à l'est dans une hauteur uniforme d'environ 4,000 pieds (1256 mèt.), forment près Schmiedeberg un petit demi-cercle, et s'abaissent rapidement dans la vallée de la Bober, près Kupferberg. **Chaîne du Riesengebirge.**

Cette chaîne, qui a 2 ou 3 milles (15 à 22 kilomètres) de largeur, a son versant sud moins escarpé que celui du nord. Vue des monts, près de Hirschberg, elle paraît comme une vaste muraille qui sépare la Silésie de la Bohême et qui est couverte de végétation jusqu'à son faîte.

Les points les plus élevés sont entre Schmiedeberg et Hohenelbe. Le Schneckoppe, le plus haut de tous, s'élève hardiment en forme de boule sur le milieu du faîte, et a sa cime à 3,900 pieds (1224 mèt.) au-dessus de Hirschberg ou à 4,950 (1554 mèt.) au-dessus de la mer. Du haut de ce

mont, on peut apercevoir, par un beau jour, les tours de Prague et celles de Breslau.

Les chaînes latérales qui se détachent du Riesengebirge, dans la partie nord, sont toutes peu étendues et peu importantes. La seule qui mérite d'être remarquée est celle dite du Bleiberg, qui domine Hirschberg au nord; celle-ci est séparée du Riesengebirge, près Kupferberg, par une vallée étroite dans laquelle coule la Bober; elle s'étend de Kupferberg à Jauer.

Les rivières qui découlent du Riesengebirge vont toutes vers le nord ou le nord-ouest : ce sont :

1°. La Bober, qui prend sa source près de Hermsdorf, sur le versant sud du Riesengebirge, passe à Liebau, fait un demi-cercle à Kupferberg, et se dirige au nord-ouest vers Crossen, où elle se jette dans l'Oder;

2°. La Queiss, qui prend sa source près Flinsberg, passe à Friedeberg et Naumburg, et va se jeter dans la Bober non loin de Mallmitz;

3°. La Lomnitz, qui prend sa source au-dessous de Krummhubel, et va se jeter dans la Bober à Hirshau;

4°. Enfin, le petit ruisseau de Warmbrunn, qui commence près Veigelstein, et se réunit à la Bober à Hirschberg.

Le versant nord du *Riesengebirge* est formé d'un granite ancien, qui est recouvert d'une formation considérable de gneiss granite, à laquelle font suite des schistes primitifs, du grès rouge (roter-sandstein) et du grès blanc (quadersandstein); tandis que le versant sud est formé de beaucoup de schistes primitifs que recouvre un grès rouge qui s'étend au loin dans la Bohême.

Chaîne des Sudètes.

La chaîne des *Sudètes*, dans laquelle nous comprenons l'*Eulengebirge*, s'étend de Falkenberg à Freudenthal, dans la direction du nord-ouest au sud-est.

L'Eulengebirge commence à Falkenberg et se termine dans la vallée de la Neisse près Wartha. Vue du côté de Glatz, cette petite chaîne apparaît comme une masse escarpée, couverte de forêts noires. Du côté de la Silésie, au contraire, elle s'abaisse doucement jusque dans la plaine de Schweidnitz, et offre un aspect plus riant, par le grand nombre de villages qu'on y découvre; elle contient sur son faîte cinq forteresses, dont celle de Silberberg, la plus considérable de toutes, est aussi la plus élevée. Cette petite chaîne donne naissance à la petite rivière de Weistritz, qui passe à Schweidnitz et se jette dans l'Oder, près Weida, au-delà de Hundsfeld. La partie la plus élevée est formée d'une roche de gneiss qui s'étend à l'est dans la plaine, tandis qu'à l'ouest elle est recouverte par des roches de transition; il est probable, au reste, que l'Eulengebirge, séparée par la Neisse seule de la longue chaîne des Sudètes, qui s'étendent entre la Silésie et la Moravie, et qui ont une composition analogue, appartient au même groupe de montagnes et leur a été jointe autrefois.

Les Sudètes proprement dites commencent dans le comté de Glatz, et se dirigent au sud-est, avec une hauteur à-peu-près constante de plus de 4,000 pieds (1256 mèt.), jusqu'au mont Altvater ou le Schneeberg de Moravie; elles atteignent ici une hauteur de 4,500 pieds (1213 mèt.), puis elles s'abaissent peu-à-peu et vont se perdre dans la vallée de Mora, au-dessus de

Troppau; elles sont formées de schistes micacés qui passent au gneiss.

Du mont Altvater se sépare un petit bras, formé de schiste argileux, qui s'étend sur une longueur de 3 milles (22 kilom.) dans une direction nord, et à une hauteur de 2,745 pieds (862 mèt.); il s'abaisse rapidement dans la plaine de Zuckmantel, et ne paraît plus là que comme une faible colline qui sépare la Neisse de l'Oder.

Du Schneeberg de Glatz partent ces chaînes qui séparent le comté de Glatz de la Silésie et la Bohême, et celle plus considérable qui sépare la Bohême de la Moravie. Cette dernière s'étend à une grande distance, formée en grande partie de roches primitives.

Les rivières auxquelles les Sudètes donnent naissance, sont :

1°. La Billau, qui a sa source sur le côté nord du mont Altvater; elle coule avec une pente très-rapide et va se jeter dans la Neisse, près la ville de ce nom;

2°. L'Oppa, qui prend sa source entre Altvater et Peterstein; celle-ci coule généralement de l'est à l'ouest et se jette dans l'Oder au-dessous de Hultshin;

3°. Enfin, la Mora, qui commence au pied sud du mont Altvater, qui coule jusque vers Romerstadt dans une vallée étroite, riche en mines de fer, et va se réunir ensuite à l'Oppa près de Troppau.

Chaîne des Carpathes.

Les Carpathes sont séparées des Sudètes par une vallée unie et large de quelques milles, dans laquelle coule l'Oder; elles se lient à ces dernières par de petites collines qui s'élèvent peu-à-peu au-

dessus du terrain d'alluvion, et qui atteignent déjà une hauteur considérable près Friedeck. La chaîne des Carpathes s'étend sous la direction du nord-est jusque près Jordanow, où elle se tourne au sud, et forme la petite chaîne de Tatra, qui pénètre dans la Hongrie sur une longueur d'environ 8 milles (59 kilomètres).

La partie des Carpathes qui se trouve avant Jordanow a une élévation moyenne de 3,000 pieds (942 mèt.); elle est formée uniquement de grauwacke et de schiste argileux de transition.

La chaîne de Tatra, dont le faîte est élevé de 7 à 8,000 pieds (220 à 250 myriam.), est formée au contraire de roches primitives et prend le caractère des hautes chaînes alpines.

De la chaîne des Carpathes, partent entre Friedland et Jordanow plusieurs chaînons qui se dirigent au nord; ils se prolongent, pour la plupart, seulement de quelques milles, et vont se perdre dans la plaine, en même temps que la roche qui les constitue.

Les Carpathes donnent naissance non-seulement au fleuve du Weichsel, mais encore à un grand nombre d'autres petites rivières plus ou moins dirigées vers le nord. Ce sont, d'une part, l'Ossa et l'Ostravica, qui vont se jeter dans l'Oder, et d'autre part, la Biela, Sola, Scava et Raba, qui vont se réunir au Weichsel.

Plaine de la Silésie supérieure.

Les Sudètes et les Carpathes vont se perdre, au nord, dans une plaine élevée de 800 pieds (250 kilom.) au-dessus de la mer. Cette plaine, qui embrasse le demi-cercle formé par la différence de direction des deux chaînes, comprend la Silésie supérieure et une partie de la Pologne; elle est remarquable par sa position, par sa grande hau-

teur au-dessus de la mer, et par sa richesse en couches exploitables, richesse que ne semble point promettre le terrain d'alluvion qui la recouvre en grande partie; elle est d'ailleurs ouverte vers le nord, et s'incline un peu dans cette direction, elle a encore vers l'ouest une pente vers l'Oder, et vers l'est une inclinaison vers le Weichsel; elle est formée de couches secondaires que recouvrent en plusieurs points des sables mouvans et autres terrains d'alluvion.

La plaine de la haute Silésie est parsemée de peu d'élévations : la principale est celle entre le Weichsel et l'Oder, qui commence à Wilkavagura, passe à Zupron, au mont Chelm, et en s'abaissant beaucoup, se dirige sur Sohrau, Beuthen, Tarnowitz, et va jusqu'au Georgenberg. Cette chaîne est formée principalement de roches calcaires, et rarement, comme près Orzesche, de grès fin qui s'élève à des hauteurs assez grandes. Les points les plus élevés de la chaîne sont d'ailleurs près de Pilica.

De cette chaîne de côllines, partent plusieurs autres petits chaînons, comme : 1°. celui qui passe à Woschnik, Grojez et Lubezko près Lubsinitz, et qui forme la séparation entre le calcaire et le Thon-Eisenstin; 2°. celui qui, partant des environs de Pilica, se dirige au nord-ouest sur Olstyn, Klobucko et Draubiky jusqu'à Wielun, et qui est aussi formé de calcaire; 3°. enfin d'autres moins apparens, comme celui qui forme la séparation entre la Clodnitz et la Malapane.

Dans la partie de la Pologne, la plaine devient plus montueuse. Aux environs de Krakau et de Pilica, on voit, par exemple, fréquemment des masses de rochers qui s'élèvent; et près de Krzes-

sowice, on trouve quelques sommets de porphyre.

La plaine de la Silésie supérieure est traversée par deux fleuves principaux, qui reçoivent un grand nombre d'autres petites rivières, ce sont : 1°. l'Oder, qui la traverse du sud-est au nord-ouest et auquel vont se réunir : à l'est, la Clodnitz, la Malapane, la Stober, la Weide; et à l'ouest, l'Oppa, l'Otzenplotz, la Neisse et la Weistritz; 2°. le Weichsel, qui traverse la plaine de l'ouest à l'est et qui reçoit la Przemsa, la Pilica et la Wartha.

Plaine de Waldenbourg.

Les deux chaînes du Riesengebirge et des Sudètes comprennent entre elles la plaine de Waldenbourg ou de la Silésie inférieure, à-peu-près comme les Sudètes et les Carpathes comprenaient celle de la Silésie supérieure. La première plaine diffère au reste beaucoup de la seconde; elle est beaucoup moins étendue, plus élevée, plus montueuse, et privée de tous ces dépôts d'alluvion si communs dans la Silésie supérieure. Du reste, elle est aussi très-riche en matières minérales.

La plaine de Waldenbourg est élevée de 1,309 pieds (411 kilom.) au-dessus du niveau de la mer; elle offre dans toute son étendue un grand nombre de sommets escarpés de porphyre, qui s'élèvent successivement en forme de boules les uns derrière les autres. Les uns se suivent sans interruption, et forment une chaîne qui se dirige de l'ouest à l'est, et traverse la plaine à-peu-près dans son milieu. Les autres sont isolés et distribués inégalement çà et là; parmi ces derniers, on doit remarquer le Hochwald, qui a une élévation de 3,000 pieds (942 kilom.) au-dessus de la mer.

Des environs de la petite ville de Waldenbourg

la plaine offre une pente douce de tous côtés; elle est arrosée par plusieurs petits ruisseaux peu importans, et traversée en outre par la petite rivière du Stein, qui coule entre la colline de porphyre qu'elle comprend et celles de grès blanc qui la limitent au sud.

La plaine de Waldenbourg est formée d'un terrain de grès rouge (rother-sandstein), que recouvre au sud le grès blanc (quader-sandstein), et qui repose au nord sur une formation des roches intermédiaires déposées au pied du Riesengebirge et des Sudètes.

Après avoir exposé ainsi la configuration extérieure de la Silésie et ses divers accidens, nous allons décrire les différens terrains qu'on y observe. Nous suivrons leur ordre d'antériorité; seulement pour faciliter la description, nous ferons toujours deux groupes : l'un sera relatif à la Silésie inférieure ou à la partie occidentale des Sudètes; l'autre aura rapport à la Silésie supérieure ou à la partie orientale de la même chaîne. Cette division aura l'avantage de nous permettre d'indiquer plus clairement les rapports généraux des formations de chacune de ces contrées.

TERRAIN PRIMITIF (*URGEBIRGE*).

I. Silésie inférieure.

Formations primitives de la Silésie inférieure.

Les diverses roches primitives qu'on rencontre dans la Silésie inférieure comprennent trois formations distinctes que nous allons faire connaître : formation de granite, formation de gneiss-granite, formation de schistes.

1°. *Du granite.*

1°. Du granite.

La partie septentrionale du Riesengebirge est

formée d'un granite ancien qui s'élève jusqu'au faîte. Il s'étend de Kupferberg à Reichenberg sur une longueur de 18 milles (133 kilom.) et une largeur moyenne de 2 à 5 milles (15 à 37 kilom.); il sert de noyau aux autres roches qui l'environnent, et a été, pour cette raison, nommé granite central par M. de Raumer.

Ce granite, qui n'offre aucune stratification, se présente d'ailleurs sous divers aspects. Tantôt il est à gros grains, formé de beaucoup de feldspath rougeâtre et jaunâtre, de quarz grisâtre et de peu de mica noirâtre. Cette variété abonde sur-tout dans les parties basses; elle prend souvent des cristaux de feldspath qui lui donnent un bel aspect porphyrique, et quelquefois ne présente plus qu'une masse de feldspath et quarz à gros grains désagrégés.

D'autres fois, ce granite est à petits grains formant principalement les parties les plus élevées de la chaîne : alors il prend encore l'aspect porphyrique par l'admission de petits cristaux de feldspath, et passe même au *feldspath-porphyr* par diminution de grains.

Du reste, toutes ces variétés de granite sont assez faciles à la décomposition. Dans la plaine, entre Warmbrunn et Hirschberg, on trouve des rochers de granite escarpés et arrondis; sur les pentes de la chaîne, de gros blocs isolés, composés de plusieurs masses sises les unes sur les autres; enfin le faîte est recouvert lui-même d'une grande quantité de petits blocs de même nature, qui en rendent l'accès très-difficile.

M. de Raumer indique dans ce granite : 1°. du fer sulfuré disséminé en très-petites parties sur la Kleinkoppe; 2°. de la galène également disséminée à Schreiberhau.

2°. *Gneiss-granite.*

2°. Gneiss-granite.

Le granite central précédent est recouvert au nord d'un granite plus nouveau, qui alterne avec une roche de gneiss et qui occupe l'espace compris entre Hirschberg, Laubau, Gorlitz et Kratzau.

Le granite de cette formation est, la plupart du temps, à gros grain, mais quelquefois aussi à grain fin. Il est composé de beaucoup de feldspath bleuâtre et bleu grisâtre, de quarz grisâtre ou bleuâtre et de mica en lamelles noirâtres.

Le gneiss, dont l'épaisseur des feuilles correspond toujours à la grosseur des grains de granite, a une composition oryctognostique qui, considérée isolément, est toujours semblable à celle du granite, avec lequel il est en rapport : on ne peut même le distinguer de ce dernier que par sa structure schisteuse plus ou moins déterminée.

Le granite n'est point stratifié, le gneiss l'est toujours plus ou moins distinctement. L'inclinaison des couches de cette dernière roche montre d'ailleurs qu'elle s'appuie sur le granite central ; elle est dirigée au nord-nord-ouest et est, selon la partie du granite qu'elle recouvre.

Les roches subordonnées à cette formation sont :

1°. Des veines et bancs de quarz pur en un grand nombre de lieux ;

2°. Un banc de diabase près Neumuhl ;

3°. Des couches de fer sulfuré près Schreiberhau et Flinsberg : dans ces derniers temps, on a cherché, mais sans succès, à en exploiter quelques-unes ;

4°. Enfin, un banc considérable de schiste micacé, qui s'étend de Voigtsdorf à Raspenau, dans

une direction de l'est à l'ouest, sur une longueur de 7 à 8 milles (52 à 59 kilom.), et une largeur d'un demi à un quart de mille (3^k,5 à 2 kilom.). Ce schiste micacé est soit verdâtre et gris bleuâtre, soit blanc d'argent; il contient une grande quantité de grenats, beaucoup de bancs et veines de quarz et de calcaire, et une couche très-puissante d'étain et de cobalt.

Cette couche, puissante d'une demi-toise à 2 toises ½ (1^m,5 à 5^m,25), m'a paru formée de la réunion de plusieurs couches partielles, composées elles-mêmes d'une roche de quarz ou de schiste micacé, qui tient du fer sulfuré, de la pyrite magnétique, du fer arsenical, du fer oxidulé et oligiste, de la galène, de la blende, du cobalt gris et de l'étain oxidé. L'étain et le cobalt sont les deux seuls métaux dont on tire parti.

Le cobalt se montre de deux manières : 1°. visible à l'état de cobalt gris, cristallisé sur le quarz ou imprégnant cette substance; 2°. invisible, disséminé en parties très-fines dans le schiste micacé, ou dans les grenats et pyrites ou dans le mispikel.

L'étain oxidé se trouve ou dans un schiste micacé à feuillets minces et quelquefois quarzeux, ou dans la même roche chargée de grenats. Il est ordinairement invisible, le plus souvent seul, quelquefois aussi accompagné de fer sulfuré.

La couche est du reste très-différente dans sa longueur. Près de Giehren, on a trouvé beaucoup d'étain et peu de cobalt; près de Querbach, elle donne beaucoup de cobalt et seulement des traces d'étain.

Les mines d'étain du Hundsdruck, établies sur cette couche, ont donné lieu autrefois à une

exploitation importante. On a cherché à les reprendre dans ces dernières années ; mais on a bientôt reconnu que la couche était trop irrégulière, soit dans la direction, soit dans la profondeur ; on a vu aussi que sa teneur diminuait beaucoup en s'enfonçant, et qu'elle s'étendait peu suivant la direction, par suite des fentes nombreuses qui coupaient les parties métallifères et les interrompaient. Les anciens, qui ont exploité jusqu'à 20 et 40 toises (42 et 84 mèt.), et qui ont enlevé les plus riches milieux, trouvaient moyennement à la roche une teneur de 6 quintaux (32 myriag.) d'étain par shoc (500 quintaux métriq.) de minerai, et quelquefois cette teneur allait jusqu'à 12 et 15 quintaux (64 à 80 myriag.).

Les anciens avaient exploité aussi dans les environs de Querbach la même couche pour en obtenir du cobalt ; ces mines ont été reprises l'an 1769, et celle de Sainte-Marie livre encore assez de produits pour entretenir la fabrique d'azur de Querbach, quoique la petite teneur de la roche donne lieu à de très-grandes difficultés, et procure par suite peu de bénéfice.

3o. *Des schistes primitifs* (urschieffer).

3o. Schistes primitifs.

La partie sud du noyau de granite central est immédiatement recouverte de schistes primitifs, qui se superposent aussi au gneiss-granite dans la partie nord, et s'étendent vers le nord-est jusqu'au pied des chaînes de granite de Strehlen.

Au nord, les schistes qui suivent immédiatement le grand dépôt de gneiss - granite ne forment qu'une mince langue, qui passe par Görlitz, Laubau et Kupferberg; tandis qu'au sud, entre Schmiedeberg et Hohenelbe, ceux qui re-

couvrent le granite central atteignent une largeur de 4 milles.

Ces schistes sont bien distinctement stratifiés, particulièrement ceux du sud et de l'ouest. Leur inclinaison générale est au-delà de 50°; de Görlitz à Kupferberg, ils penchent vers le nord-est, et de Kupferberg à Bredl vers le sud-est et le sud-ouest: d'où on voit que les uns s'appuient sur le granite central et les autres sur le gneiss-granite, et toujours à gisement concordant.

La nature de ces schistes est très-variée ; on y remarque sur-tout:

1°. Des schistes micacés (glimmer-schieffer), à structure fine et blanchâtre ; ils forment la plus grande partie du versant sud du Riesengebirge, et passent, à l'ouest de Przissowice, à un schiste argileux.

2°. Des schistes amphiboliques verdâtres (grün-schieffer) : ceux-ci dominent dans la partie sud-ouest de la chaîne de Bleiberg ; ils alternent avec de véritables diabases, des amygdaloïdes et des schistes argileux, et prennent de plus en plus, vers le nord-est, les caractères de schistes argileux de transition.

3°. Enfin, des schistes argileux communs (thonschieffer), qui dominent sur-tout dans l'étendue de Görlitz à Kupferberg.

On trouve en couches subordonnées dans ces schistes:

1°. Du quarz à Reichenberg ;

2°. Du *feldspath-porphyr,* à Altenberg.

3°. De la pierre lydienne et du schiste alunifère, dans les environs de Bolkenhayn, là où le schiste argileux prend les caractères du schiste de transition.

4°. Du calcaire en un grand nombre de lieux, et sur-tout dans l'étendue du schiste micacé : c'est ordinairement un calcaire plus ou moins blanc, saccharoïde, et dans lequel on trouve de la serpentine et de la grammatite.

5°. Dans le schiste micacé, près Schmiedeberg, des couches de fer magnétique, et dans la même roche, un peu plus au sud, des couches de fer oxidé brun. Les unes et les autres sont actuellement exploitées, et servent à alimenter une usine à fer qui se trouve près Oberschmiedeberg. La couche de fer magnétique paraît avoir donné lieu à une exploitation très-importante dans le douzième et le treizième siècle ; elle tient du fer oxidulé et sulfuré avec de l'amphibole, de l'épidote et du grenat.

6°. Dans le même schiste micacé, on exploite, près de Rohnau, plusieurs couches de fer sulfuré, ou plutôt de schiste micacé imprégné de ce minerai cubique. M. de Raumer dit qu'on y trouve en outre, mais rarement, du cuivre sulfuré, du fer oxidé brun et spathique. On extrait annuellement de ces mines 60,000 quintaux (32,000 quint. mét.) de minerai, qui donnent 10,000 quintaux (5,300 quint. mét.) de schlich, et vont alimenter les importantes fabriques de soufre et de vitriol de Rohnau, Shombach et Schreiberhau.

Le terrain de schistes contient d'ailleurs en filons :

1°. De la galène et du cuivre sulfuré dans le schiste micacé, près de Schmiedeberg. On a cherché à exploiter ces filons, mais ils étaient trop pauvres.

2°. De la galène et divers minerais de cuivre

dans les schistes amphiboliques de Berbisdorf, Seyffersdorf et Janowitz : ces filons ont donné lieu autrefois à des exploitations très-importantes, aujourd'hui ils sont abandonnés.

3°. De la galène et du fer arsenical près d'Altenberg. Là gît, à la limite du porphyre qui forme l'Eisenkoppe, et du schiste argileux qui s'est déposé au pied de ce mont, un filon dirigé de l'est à l'ouest, incliné vers le nord, et puissant d'un quart à une demi-toise ($0^m,52$ à $1^m,05$). Le schiste argileux en forme ordinairement le toit, et le porphyre le mur; il n'y a cependant aucune régularité à cet égard, et souvent on remarque que le filon est tout entier dans le porphyre ou dans le schiste. Ce filon a d'ailleurs des salebandes assez distinctes, quoiqu'elles disparaissent quelquefois au toit ou au mur. Il est composé d'une gangue quarzeuse, argileuse ou même porphyrique, dans laquelle sont engagés du fer arsenical et sulfuré, de la galène, et un peu de cuivre gris et d'antimoine sulfuré. Il existe dans la masse de porphyre qui touche au mur du filon une grande excavation, d'où on a tiré autrefois beaucoup de minerai; j'ai vu aussi, dans le schiste argileux du toit, une veine assez riche en fer arsenical : ce gisement fournit maintenant de fer arsenical l'usine d'Altenberg. Il m'a paru, d'ailleurs, d'après tous ses caractères, offrir de grands rapports avec ces filons de fer qu'on voit, dans d'autres contrées, suivre la jonction du granite et du gneiss.

4°. Des minerais de cuivre dans les schistes amphiboliques de Kupferberg et Rudelstadt : cette partie est traversée d'un grand nombre de filons cuivreux, qui ont été autrefois d'un très-

grand rapport, mais dont la plupart sont aujourd'hui abandonnés.

Dans le district de Kupferberg, on a actuellement trois filons principaux : ils sont tous dirigés de l'est à l'ouest, assez réguliers dans leur puissance et leur inclinaison vers le sud. Tous sont coupés par un quatrième, dirigé du nord au sud, qui est de nature ferrugineuse, qui penche vers l'ouest, et est ordinairement rejeté de plusieurs toises. Le *felix*, qui est le filon principal, a une puissance d'un quart à une demi-toise ($0^m,52$ à $1^m,05$); il tient dans une gangue de schiste argileux et de calcaire toutes les variétés de cuivre. La grande solidité de la roche, qui augmente considérablement les difficultés d'extraction et de préparation, et le manque d'eau nécessaire à l'entretien des machines, sont deux raisons qui contribuent beaucoup au peu de succès de ces exploitations, qui se font au compte du souverain.

Dans le district de Rudelstadt, le système de filons est entièrement différent de celui de Kupferberg : ici, ces filons sont tous dirigés du nord au sud, et inclinés vers l'ouest. Les principaux sont le *neu-adler*, puissant de quelques pouces à une demi-toise, dans lequel on trouve du cuivre sulfuré et un peu de fer arsenical, et le *friederick-julian*, qui a donné autrefois, avec divers minerais de cuivre, beaucoup d'argent natif. Ces filons ont, du reste, peu de constance dans leur inclinaison ; le plus souvent ils penchent vers l'ouest, d'autres fois aussi ils se courbent et prennent des pentes inverses ; ils montrent d'ailleurs les mêmes irrégularités dans leur direction ; ils ne se coupent point les uns les autres, mais se perdent

souvent en s'approchant, sans qu'on puisse ensuite les retrouver. Les filons de Rudelstadt, comme ceux de Kupferberg, sont exploités par le souverain.

II. Silésie supérieure.

Les formations primitives qu'on rencontre dans la Silésie supérieure sont : 1°. une formation de granite - gneiss et de schiste micacé ; 2°. une formation de serpentine et de diabase ; 3°. une formation de schiste-argileux.

Formations primitives de la Silésie supérieure.

1°. *Granite-gneiss et schiste micacé.*

Les diverses roches de cette formation suivent une loi contraire à celle généralement observée. Le granite des Sudètes ne se montre que dans les parties basses, autour de Strigeau, Strehlen et Reichenstein ; le gneiss occupe un niveau plus élevé vers Johannisberg, et constitue même la plus grande partie d'Eulengebirge, tandis que le schiste micacé se présente aux plus hauts points sur le faîte des Sudètes, qui en sont uniquement formées : du reste, ces trois roches alternent indistinctement ensemble en plusieurs points, et sont évidemment de même formation. M. de Œynhausen pense que le granite de Strehlen forme la base des roches de gneiss et de schiste, auxquelles il passe insensiblement, et pour lesquelles il admet, du reste, une conformité parfaite. Pour nous, considérant les rapports de ce granite avec celui de Strigau et Reichenstein, il nous semble plus naturel de le considérer comme subordonné au terrain de gneiss et de schiste micacé.

1°. Granite-gneiss et schiste micacé.

Le schiste micacé qui se montre en plus

(1) Schiste micacé.

grande abondance et avec le plus de suite sur les Sudètes s'étend, au nord-ouest, par Freywald et Friedeberg jusque vers Reichenstein ; il paraît même sur les bords de la Neisse, près Patschkau. Au nord de cette rivière, entre Munsterberg et Patschkau, il est recouvert d'une longue suite de collines de grunstein primitif; il passe peu-à-peu au gneiss, qui lui-même passe au granite près Otmachau. Vers l'est, le schiste micacé passe, près Zuckmantel, Wurbenthal et Römerstadt, à un schiste argileux primitif.

Ce schiste micacé, dans lequel le mica domine généralement, est le plus souvent à feuillets droits, très-minces: quelquefois la proportion de quarz augmente beaucoup, les feuillets deviennent plus épais, et la roche est résistante au feu, comme près Carlsbrunn ; d'autres fois, il prend du feldspath dans sa composition, c'est sur-tout près des points où paraît le gneiss.

On trouve disséminés dans cette roche, outre une grande quantité de grenats qui y sont caractéristiques, de l'épidote cristallisée, à Friedeberg; de l'andalousite rouge de chair, près Lindewiese ; du fer sulfuré et magnétique, à Carlsbrunn ; enfin du granite près Freywald.

Le schiste micacé tient en couches subordonnées :

1°. Du calcaire en un grand nombre de points, entre Wurbenthal et Reichenstein : c'est le plus souvent un calcaire blanc saccharoïde, mais quelquefois aussi il est compacte, esquilleux et de couleur bleu clair; il n'est, du reste, jamais stratifié, et paraît former des masses plutôt que des couches.

2°. Des diabases et schistes amphiboliques ; ils

sont intimement liés au schiste micacé, forment des couches puissantes qui alternent avec lui, et qui sont fréquemment métallifères. On voit de ces couches de diabase à Wildshutz, et du schiste amphibolique près Freywald et Wurbenthal.

3°. Du fer arsenical à Reichenstein : c'est un banc puissant de 18 toises (37m,8), dirigé du nord-est au sud-ouest et s'inclinant vers le sud-est. La composition de ce banc est d'ailleurs très-variée : dans quelques points, c'est une masse calcaire, dans d'autres de la serpentine; ici, il n'offre qu'un amas de talc; là, on ne voit que du mica et de l'amphibole. Il est, du reste, impossible de distinguer aucun ordre dans la disposition de ces diverses matières. Les masses de talc et d'amphibole sont les moins communes; celles de calcaire et de serpentine sont les plus abondantes. Les premières ne tiennent jamais de minerai; les secondes donnent du fer magnétique et sulfuré, du fer arsenical et de la blende : ces substances y sont ou disséminées en parties fines, ou à l'état compacte. Le fer arsenical a donné lieu depuis long-temps d'exploiter ce banc. Dans les premiers temps, on le retirait pour l'or qu'il contient en petite quantité, aujourd'hui on ne l'extrait plus que pour l'arsenic. Le grand nombre de haldes qui entourent la ville de Reichenstein prouve, au reste, avec quelle grande activité les anciens ont recherché ce minerai.

4°. Des couches ferrugineuses. On en trouve un grand nombre au pied est du mont Altvater, dans la vallée d'Oppa et de Mora.

Près d'Eisenberg, Romerstadt et Bergstadt, on trouve une couche de schiste micacé très-quar-

zeux, qui est assez étendue, dirigée du sud-ouest au nord-est, et inclinée vers le sud-ouest. Sa puissance est de 1, 2 et 2 toises et demie (2m,10 à 5m,25); elle tient du fer oligiste en assez grande quantité, et du fer oxidulé, souvent cristallisé en beaux octaèdres.

Des couches de même nature, mais plus riches en fer, se trouvent entre Klein-Mora et Wurbenthal, soit dans le schiste micacé, soit dans les grunsteins et schistes amphiboliques. La masse principale de ces couches consiste en fer oxidé rouge, avec quarz, chaux carbonatée, amphibole et chlorite; quelquefois, mais plus rarement, on y trouve en outre du sthralstein, ou amphibole verte, pistazite, ou épidote et grenats.

M. de Œynhausen remarque que les minerais de fer de cette formation, et notamment le fer oxidulé magnétique, ont de grandes ressemblances avec ceux de Schmiedeberg et d'Arendal. Il fait observer que le même schiste micacé contient encore, au Hackelberg, entre Zucmantel et Wurbenthal, une couche d'une demi-toise à une toise d'épaisseur d'un schiste argileux et micacé, qui tient du fer sulfuré et magnétique, de la blende, de la galène argentifère et aurifère et du fer arsenical. Au toit et au mur, sont quelques veines de même nature; d'ailleurs, avec les métaux ci-dessus, on trouve de l'amphibole, de la serpentine et de la chlorite, de la chaux carbonatée et de l'asbeste, plus rarement de l'épidote, du grenat et de la trémolithe : cette couche a donc de grands rapports avec celle de Reichenstein.

(b) Gneiss. Le gneiss domine sur-tout sur l'Eulengebirge, qu'il constitue uniquement, et d'où il s'étend

dans la contrée de Frankenstein et de Reichenbach. Entre ces deux villes, il alterne avec des schistes micacés.

De part et d'autre des Sudètes, le gneiss ne se montre au contraire qu'en petite quantité, offrant des passages au schiste micacé, qui en forme le faîte. A l'est, il paraît sur-tout près de Johannisberg, d'où il s'étend au-delà de la Neisse, et se rapproche de plus en plus du granite, auquel il passe complétement près Nitterwitz, non loin d'Otmachau. A l'ouest, il forme la contrée aux environs de Landec, comprenant encore des couches de schiste micacé.

Le gneiss de ces divers points est ordinairement à structure schisteuse grossière ; il consiste en quarz gris, feldspath blanc jaunâtre, et mica blanc. Souvent il offre des passages au schiste micacé, et ne s'y distingue qu'en ce que le mica n'y forme pas des amas continus.

On trouve en couches subordonnées dans le gneiss :

1°. Du calcaire à Colonie-Wolpersdorf, près de Silberberg, et en un grand nombre d'autres points aux environs de Kunzendorf ;

2°. Du granite à Jauersberg, et du weistein, près Weiseritz ;

3°. Des roches amphiboliques, près Neudorf, au nord de Reichenbach et à Ussersdorf ;

4°. Du *feldspath-porphyr*, près Wüst-Waltersdorf.

Le même gneiss contient en filons :

1°. Près de Silberberg, des minerais de galène, blende, cuivre et fer sulfuré avec gangue calcaire : ils ont été exploités autrefois pour plomb avec avantage ;

2°. Près de Weistritz, des minerais de galène, blende et cuivre sulfuré avec gangue de quarz et de chaux carbonatée : ils sont exploités aujourd'hui, mais avec peu de succès;

3°. Enfin, à Dittmansdorf, des minerais de cuivre gris et sulfuré, de fer sulfuré et de blende.

(c) Granite.

Le granite se montre principalement en trois points : 1°. à Reichenstein ; 2°. près de Strehlen; 3°. dans les environs de Strigau.

A Reichenstein, c'est un granite rougeâtre, à grain fin et non stratifié, qui repose sur le terrain de gneiss et de schiste micacé, et contient, en bancs subordonnés, du weistein ou eurite, et des gneiss et schistes micacés; il contient d'ailleurs quelquefois de l'amphibole, et passe à la syénite.

Près d'Otmachau, commence à paraître un granite qui s'étend aux environs de Strehlen : celui-ci, encore à grains fins, est blanchâtre, riche en feldspath et de nature constante. Vers le nord et l'est, dans la vallée de la Neisse, il est bientôt recouvert de terrains d'alluvion; vers l'ouest et le sud, là où le terrain s'élève, il est recouvert de grunstein, ou prend peu-à-peu les caractères du gneiss.

Enfin, le granite de Strigau, de nature semblable à celui de Reichenstein, s'étend, au nord, vers Breslau, où il se perd bientôt sous le terrain d'alluvion. Au sud, il se dirige vers celui de Strehlen, avec lequel il est possible qu'il ne forme qu'un même banc.

M. de Raumer comprend sous le nom de syénite cette formation de granite, qu'il place à la suite du terrain de transition ; mais ses rapports intimes avec les roches de gneiss et de schistes micacés qui l'environnent nous semblent plutôt devoir la faire rapporter à ces dernières.

2°. *Euphotides et serpentines* (shillerfels und serpentin).

Cette formation est très-peu répandue. Les deux roches qui s'y montrent offrent ensemble les passages les plus insensibles et les plus fréquens. L'euphotide se compose d'un mélange de diallage vert pomme ou vert noirâtre et de feldspath lamelleux ou compacte, blanc grisâtre ; la serpentine, la plupart du temps verdâtre, semble n'être qu'une variété à petit grain et d'apparence homogène de l'espèce précédente. 2°. Euphotides et serpentines.

Ce terrain se présente en quatre points, qui sont assez rapprochés :

1°. Près de Wolpersdorf, entre ce village et celui d'Eckersdorf, on voit s'élever du milieu du terrain de grès rouge une petite colline, formée uniquement d'euphotide, qui est le plus souvent à gros grains, et ne montre jamais de stratification. La partie sud-est de cette colline est recouverte de roches de transition.

2°. De l'autre côté de l'Eulengebirge, entre Silberberg et Frankenstein, on voit sur le gneiss un petit dépôt d'euphotide et de serpentine qui alternent à grandes masses. Quelques géologues regardent l'euphotide comme un peu plus nouvelle que la serpentine ; je dois dire qu'ici je n'ai rien vu qui m'ait donné cette idée.

3°. Entre Nimptsh et Frankenstein, un nouveau dépôt d'euphotide gît dans un terrain de gneiss, et là cette roche, qui, du reste, n'est pas recouverte, contient des bancs de serpentine avec chrysoprase, opale et calcédoine.

4°. Enfin, près Zobtenberg, entre Langenols à Rudelsdorf, les mêmes roches d'euphotide et

serpentine, qui m'ont paru intimement liées l'une à l'autre, constituent un amas assez étendu et non recouvert qui repose entre le gneiss et le granite.

Tous ces dépôts sont évidemment de la même formation : le premier montre d'ailleurs qu'ils sont antérieurs au terrain de transition; les trois autres, qu'ils sont postérieurs au gneiss ; ils sembleraient donc être de l'âge du schiste argileux primitif.

3°. *Schistes primitifs* (urschieffer).

3°. Schistes primitifs.

Le schiste primitif commence à paraître près de Zuckmantel, Wurbenthal et Römerstadt ; il forme, à l'est des Sudètes, la liaison entre le terrain primitif et celui intermédiaire. Placé entre ces deux grandes formations, il y passe, vers l'ouest, au schiste micacé, et vers l'est au schiste de transition et à la grauwacke. Dans le voisinage du schiste micacé, sa couleur est plus claire, sa structure à plus minces feuilles, sa composition plus quarzeuse. Près de Neustadt, Jagerndorf et Freudenthal, il devient plus charbonneux, et contient des couches d'ardoise et de schiste alunifère, plus loin alterne avec lui un conglomérat, qui forme déjà, près de Troppelwitz et Bennesch, la roche dominante.

Le terrain de schiste, moins élevé que celui de schiste micacé, forme des collines arrondies à pentes peu escarpées. Ses couches sont dirigées du nord au sud, elles penchent vers le sud et le nord-est, et reposent par conséquent à gisement concordant sur le schiste micacé. M. de Œynhausen n'y cite d'ailleurs en couches subordonnées que quelques couches de quarz dans le voisinage

du schiste micacé, et quelques bancs de fer sulfuré au Kustelberg.

A l'ouest des Sudètes, on trouve aussi du schiste argileux dans le comté de Glatz; mais il se rapporte principalement au schiste de transition. On remarque d'ailleurs que ce schiste a les plus grands rapports avec celui de Zuckmantel; il est recouvert par le grès houiller de Neurode, comme celui de Zuckmantel l'est par le grès de Hultshin.

TERRAIN INTERMÉDIAIRE (*UEBERGANGS-GEBIRGE*).

I. Silésie inférieure.

Les roches de transition qui se montrent dans la Silésie inférieure suivent la ligne des schistes primitifs du Riesengebirge et des Sudètes. Elles lient ces schistes au terrain de grès rouge de Waldenburg, et forment trois dépôts au jour. **Terrain intermédiaire de la Silésie inférieure.**

Le premier et le plus considérable forme un demi-cercle, qui, partant de Bober, passe près Kupferberg, et se termine à Kunzendorf, non loin de Schweidnitz; il a une largeur moyenne d'un mille et demi (11 kilom.), il est composé d'un schiste argileux passant à un grès fin, et de là à un conglomérat.

Le conglomérat, qui est la roche dominante, est composé d'un ciment argileux, dans lequel sont empâtés des fragmens arrondis de quarz et de schistes, et plus rarement de granite et de porphyre. La grosseur des fragmens varie ordinairement entre celle d'une noisette et celle d'un œuf de poule; quelquefois ils se montrent sous forme de gros blocs et de quartiers de rocs,

comme ceux de vrai granite qu'on trouve dans le conglomérat de Furstenstein.

Le schiste argileux, de consistance presque toujours terreuse, est gris verdâtre : il alterne d'une manière indistincte avec le conglomérat. L'un et l'autre sont, du reste, très-bien stratifiés; ils forment des couches qui reposent, à gisement concordant, sur les schistes primitifs du Riesengebirge.

On trouve dans ces roches de transition du *feldspath porphyr* dans le conglomérat de Liebersdorf; des couches subordonnées de calcaire bleuâtre et noirâtre, avec térébratulites et madréporites près de Freybourg et Ober Kunzendorf; des traces de houille dans le schiste argileux de Rudelstadt; enfin, M. de Raumer y indique un filon de plomb près de Gablau.

Le second dépôt, qui est le moins étendu, repose immédiatement sur le gneiss de l'Eulengebirge, avec lequel il offre une stratification concordante; il s'étend de Rudolpswald à Lerberg, sur une longueur de 2 milles (15 kil.) et une largeur d'un quart de mille (2 kil.). Il se compose, comme le premier, de schiste argileux gris verdâtre, passant à un grès argileux grisâtre, et de là à un conglomérat formé de fragmens de quarz, de schistes et d'euphotides; il contient aussi, comme le précédent, des couches subordonnées de calcaire avec empreintes.

Le troisième dépôt s'étend de Silberberg à Glatz; il repose entre Silberberg et Wartha sur le gneiss de l'Eulengebirge, et de Wartha à Glatz sur le granite de Reichenstein. D'ailleurs, au nord de Glatz, il se prolonge jusqu'à la petite chaîne d'euphotide. Ici, les roches sont très-variées : aux en-

virons de Silberberg, ce sont des grauwackes à gros grains, qui passent, au sud de Gabersdorf, à la grauwacke schisteuse; tandis qu'au nord de ce même village paraissent des schistes argileux, qui s'étendent jusqu'à la chaîne d'euphotide, et se changent près de là en diabases et conglomérats verdâtres. Dans les environs de Glatz, au contraire, la rive gauche de la Neisse est formée de schistes amphiboliques et de diabases, tandis que sur la rive droite on trouve du schiste gris sale, des grauwackes et des pierres lydiennes. Dans toute l'étendue de ce dépôt, on trouve, du reste, un grand nombre de couches calcaires subordonnées, et dont quelques-unes seulement tiennent des pétrifications. Quant aux minerais métalliques, ils sont très-rares; on y indique cependant quelques filons de plomb sulfuré près de Neudorf, et quelques couches qui tiennent du fer et du cuivre sulfuré.

II. Silésie supérieure.

Terrain intermédiaire de la Silésie supérieure.

Le terrain de grauwacke qui se lie, comme nous avons vu, au schiste primitif de Zuckmantel, forme des collines à pentes douces, mais très-élevées; il constitue le sol des principautés de Jagerndorf et Troppau, et va se perdre, dans la vallée de l'Oder, sous les terrains d'alluvion. Au-delà de ce fleuve, il reparaît près Misteck et Friedeck, et forme toute la chaîne des Carpathes, de Friedland à Landskrone et Jordanow. Au sud de ces deux derniers points, dans la chaîne de Tatra, il fait enfin place à des roches de granite primitif.

Dans toute cette étendue immense qu'occupe le terrain de grauwacke, on observe par-tout la

plus grande uniformité : c'est toujours la même grosseur de conglomérat, la même couleur, la même alternance de grauwacke, schiste argileux et grauwacke schisteuse ; seulement, entre la formation des Sudètes et celle des Carpathes, il y a cette différence, qu'ici c'est un conglomérat à grain fin qui domine, et là un schiste argileux; ces deux formations sont séparées d'ailleurs par une couche puissante de calcaire de transition.

1°. Grauwacke des Sudètes.

1°. Dans les Sudètes, à l'apparition du terrain de grauwacke, le sol s'abaisse; les couches de schiste argileux et de grauwacke qui composent ce terrain reposent, à gisement concordant, sur les schistes primitifs.

Près de Bennesch, Falneck et Hultschin, domine un schiste argileux, contenant quelques couches de grauwacke schisteuse et de grauwacke commune; dans cette dernière, on trouve, près Wagstadt et Leobshutz, des masses sphériques de schiste argileux.

Au nord de Jägerndorf et de Troppau, le schiste argileux fait place à une grauwacke à grain fin, qui tient de petits fragmens de schiste argileux, de schiste micacé et même de granite.

Les pétrifications et impressions de plantes sont très-rares dans le terrain de grauwacke des Sudètes. M. de Œynhausen indique des mitulites et chamites dans la grauwacke schisteuse des environs de Leobshutz, et des coquilles pétrifiées dans le schiste de Hultschin.

On y trouve, d'ailleurs, en couches subordonnées, des schistes alunifères à Troppelwitz; du fer oxidé rouge près Seitendorf, et de la galène argentifère près Bennesch.

2°. Grauwacke des Carpathes.

2°. Dans les Carpathes, le terrain de grauwacke

forme des monts élevés à pentes escarpées et sans masses saillantes. Les vallées et le pied des monts sont recouverts d'une grande quantité de galets; sur le faîte des Basquides et les pentes des plus hautes sommités, gisent éparses de grandes masses de rochers détachés, semblables à ces blocs de granite qu'on voit dans les terrains primitifs; enfin, dans la grauwacke de Herenberg, on a trouvé une caverne assez considérable.

Le terrain de grauwacke des Carpathes se compose de couches alternatives de grauwacke commune, grauwacke schisteuse et schiste argileux; il est distinctement et régulièrement stratifié. La pente des couches est ordinairement dirigée vers le sud-est ou le sud-ouest, c'est-à-dire qu'elles plongent vers le faîte.

La grauwacke commune est à gros grains ou à petits grains. La variété à gros grains ne se montre guère que dans les environs de Wilka-Wagura, où elle est composée de fragmens anguleux de quarz, granite, schiste micacé, schiste siliceux et amphibolique; la grosseur de ces fragmens varie entre celle du poing et celle de la tête. La grauwacke commune à petits grains domine dans les environs de Mislenitz et de Landskrone; elle offre empâtés dans un ciment argileux ou quarzeux de petits grains à peine reconnaissables de quartz, schistes siliceux et argileux; elle tient souvent de petites parties de feldspath lamelleux et du mica passant à la chlorite ou à l'amphibole, qui donnent à la masse une apparence de diabase; d'autres fois, elle se montre poreuse et celluleuse, comme à Landskrone.

La grauwacke schisteuse, qui tient le milieu entre la grauwacke commune et le schiste argi-

leux, est caractérisée par sa cassure schisteuse en longueur et grenue en travers; elle se montre toujours avec la grauvacke commune, et passe à un schiste argileux par disparition totale des grains de quarz. A Landskrone, on voit ainsi la grauwacke commune, après avoir alterné plusieurs fois avec la grauwacke schisteuse, passer, au sommet de la chaîne, au schiste argileux.

Le terrain de grauwacke des Carpathes ne contient ni empreintes ni coquilles pétrifiées; on y trouve, au contraire, de l'anthracite sur plusieurs points, comme à Landskrone et Mislenitz; mais ce ne sont jamais que de petites parties très-minces, déposées sur la séparation des couches de grauwacke commune.

Ce terrain est aussi très-pauvre en couches étrangères et en gisemens métalliques: on y connaît des couches de Hornstein à Landskrone; on y indique, dans la contrée de Friedeck, du fer sulfuré argentifère et aurifère disséminé; on a, du reste, jusqu'ici, fort peu étudié ce terrain.

M. Pusch est loin de rapporter à la formation de la grauwacke cette suite de grès qui occupe une si grande étendue sur la chaîne des Carpathes et dont nous venons de donner la description d'après M. de Œynhausen. M. Pusch pense, au contraire, que ce grès doit être rapporté au grès bigarré, quoique son aspect extérieur en diffère plus ou moins, et les causes qui lui paraissent sur-tout devoir le faire distinguer de la grauwacke sont les suivantes.

1°. La présence de ces couches nombreuses de marne calcaire, d'argiles diversement colorées, de grès schisteux et d'argiles schisteuses, qui alternent en plusieurs points avec le grès des Car-

pathes, et sont ordinairement étrangers à la grauwacke; très-souvent les argiles schisteuses, noirâtres, offrent les plus grandes ressemblances avec le schiste argileux, et c'est sans doute ce qui aura induit M. Œynhausen en erreur.

2°. La superposition transgressive de ces grès avec toutes les roches primitives et intermédiaires que l'on observe au-delà de la chaîne de Tatra, dans les vallées de la Warny, de la Coprad, de l'Hirnath et de la Theiss supérieure.

3°. Les rapports de position de ces grès avec les dépôts de sel gemme de Wieliczka, de Godobszug, de Babingora et de Soower. Près du village de Sierce, non loin de Wieliczka, M. de OEynhausen eût pu voir, en effet, dit M. Pusch, que la grauwacke présumée reposait évidemment sur ces dépôts de sel.

M. Œynhausen a d'ailleurs, selon M. Pusch, commis d'autres erreurs dans la description de ce grès : ainsi il ne lui paraît point exact de dire que les impressions de plantes lui sont étrangères; car c'est au contraire un des principaux caractères de ce grès schisteux de contenir, sur toutes ces fissures de stratification, une quantité innombrable d'impressions de roseaux, qui se trouvent tous à l'état charbonneux. Il est aussi très-souvent mélangé de petites parties de houille, que M. de Œynhausen prend pour de l'anthracite, mais qui paraissent être à M. Pusch de véritables houilles limoneuses et piciformes, et qui quelquefois, mais rarement, forment de minces couches, comme derrière Wieliczka.

Nous ne déciderons point ici à quelle formation appartient réellement le grès de la partie des Carpathes que nous avons considérée; de nou-

velles observations nous paraissent encore nécessaires pour pouvoir le faire d'une manière certaine; nous dirons cependant qu'il ne nous semble pas résulter des idées de M. Pusch que la partie ouest de cette chaîne, qui s'étend de Friedland à . . . . ., ne doive point appartenir à la formation de grauwacke; car, d'une part, toutes les objections qu'il oppose sont relatives aux grès de la partie est, et, d'autre part, nous savons que M. Beudant reconnaît que la partie des Carpathes qui s'étend de Presburg à la Galicie, dans la direction du sud-ouest au nord-est, est formée de roches intermédiaires de grauwacke calcaire et de diabase, qui s'avancent assez vers l'ouest, et se retrouvent jusque vers Konigsberg; mais nous dirons aussi qu'il me paraît bien démontré que le grès des Carpathes, pris au-delà de la chaîne de Tatra, est postérieur au terrain de grauwacke. M. Pusch croit devoir rapporter ce grès à la formation de grès bigarré : M. Beudant, au contraire, le rapporte au grès rouge; comme il nous paraît certain que les dépôts de sel gemme de Wieliczka reposent bien sur ce grès, nous adopterons les idées de ce dernier géologue.

3°. Calcaire de Teschen. M. de Œynhausen rapporte encore à la formation intermédiaire un calcaire qui s'est déposé le long du versant nord des Carpathes, mais dont il ne me paraît pas qu'on puisse encore bien déterminer l'âge.

Ce calcaire s'étend vers l'est jusqu'à Inwald, et vers le sud-ouest jusqu'à Friedland, d'où il se prolonge au loin dans l'intérieur de la Moravie : il est limité au sud par le terrain de grauwacke, et au nord par le grès houiller. Sa largeur est d'un mille et demi à deux milles (11 à 15 kil.); il

a une direction générale de l'est à l'ouest, et plonge vers le nord; il forme, du reste, un grand nombre de selles et de bassins.

Dans le voisinage de la grauwacke, cette formation consiste en une marne plus ou moins bitumineuse, qui est grisâtre ou noirâtre, à minces feuillets, et qui passe insensiblement, vers le nord, à un calcaire compacte, pur, coloré et divisé par bancs. Ce calcaire, souvent fétide, tient d'ailleurs disséminées quelques parties de houille d'une nature approchant de celle de l'anthracite; beaucoup de nids et masses de silex et un grand nombre de pétrifications qui, en plusieurs points, y sont déposés par familles : ce sont sur-tout des madrépores ou coraux, des orthocératites et madréporites.

On trouve en outre, en couches subordonnées dans la marne bitumineuse, du schiste argileux, qui passe quelquefois au schiste alunifère, et dans le calcaire plusieurs couches imprégnées de fer et de cuivre sulfuré.

Un fait plus intéressant pour cette contrée, c'est l'existence de ces couches étendues de fer oxidé, qui, dans la principauté de Teschen, donnent lieu à une production importante de ce métal. Ces couches se trouvent ordinairement dans le schiste argileux, qui alterne avec la marne, et principalement dans les vallées de l'Ostrawice et du Weichsel : elles ont 6 à 8 pouces de puissance ($0^{m},15$ à $0^{m},20$); elles sont très-irrégulières dans leur direction et leur inclinaison. On en voit ordinairement trois les unes au-dessous des autres ; elles donnent deux sortes de minerais : l'un est un fer oxidé brun, qui paraît en nids de moyenne grosseur, creux dans l'intérieur, ou rempli de

fer terreux brunâtre ou jaunâtre : celui-ci se trouve seulement près de l'affleurement de la couche ; l'autre, qui gît à plus de profondeur dans le schiste argileux, se montre en masses sphériques aplaties, traversé de beaucoup de fissures et de veines calcaires dans son intérieur, et paraît être un fer spathique gris jaunâtre.

Enfin, dans l'étendue qu'occupe cette formation de calcaire, on trouve, en plusieurs points, des roches de diabases qui lui paraissent subordonnées. A Boguschowitz, c'est une diabase cristalline ; à Basanowitz, une diabase poreuse, passant à l'amygdaloïde. Dans ces deux points, la diabase comprend d'ailleurs des couches de schiste argileux.

Les raisons qui ont porté M. de Œynhausen à ranger ce calcaire dans la formation sont les suivantes :

1°. La nature de ce calcaire, qui est toujours plus ou moins cristallin ou grenu, et toujours transparent sur les bords ;

2°. Les couches subordonnées de schiste argileux et alunifère qu'il contient, ainsi que les bancs de minerai de fer, et particulièrement la présence de ces masses de grunstein et trapps intermédiaires, ainsi que celle des silex ;

3°. La position de ce calcaire entre la grauwacke et le grès houiller.

D'autres raisons non moins puissantes peuvent faire regarder ce même calcaire comme plus nouveau ; nous citerons, entre autres : 1°. ces couches d'argile bitumineuse qui paraissent le plus ordinairement dans les calcaires secondaires ; 2°. ces pétrifications, que M. de Schlotheim a reconnu appartenir à ces derniers ; 3°. enfin, la

superposition transgressive de ce calcaire sur la grauwacke.

TERRAIN SECONDAIRE (*FLÖTZ-GEBIRGE*).

I. Silésie inférieure.

Le terrain secondaire de la Silésie inférieure comprend deux formations distinctes : celle du grès rouge et celle du grès blanc. **Formations secondaires de la Silésie inférieure.**

1°. *Du grès rouge* (rother-sandstein).

La formation du grès rouge comprend deux dépôts distincts : l'un au sud, aux environs de Waldenburg ; l'autre, au nord, aux environs de Goldberg et de Lowenberg. Ces deux dépôts offrant des rapports différens l'un de l'autre, nous les décrirons séparément. **1°. Du grès rouge.**

1°. Le terrain de grès rouge du sud forme la plaine de Waldenburg; il est compris entre celui de transition qui recouvre les versans sud et ouest du Riesengebirge et de l'Eulengebirge, et celui de grès blanc qui sépare la Silésie de la Bohême. Il s'étend de Schatzlar aux environs de Glatz, en passant par Landshut, Waldenburg et Neurode ; il occupe une étendue en largeur, qui varie de 2 à 4 milles (15 à 30 kil.); il est formé de grès, de houille et de porphyres. **A. Grès rouge du sud.**

Le porphyre se présente en monts isolés qui s'élèvent au-dessus des deux autres roches ; il est très-rarement stratifié, et le grès et la houille offrent au contraire une stratification distincte et concordante. L'inclinaison des couches de ces derniers est de 30 à 50°; elle se fait dans le sens de sud-est-sud et sud-ouest, de telle sorte qu'elles concordent aussi avec les roches primitives et

intermédiaires, qu'elles recouvrent immédiatement.

(a) Grès. Le grès, qui est la roche dominante de la formation, est de nature différente dans les différens points. Près des roches anciennes, auxquelles il fait suite immédiate, il se présente sous la forme de conglomérat, de couleur grisâtre et à fragmens assez gros. Près des roches de grès blanc qui le recouvrent, c'est au contraire un grès fin de couleur rougeâtre. Le premier renferme tous ces dépôts de houille qui font la principale richesse du pays; le second ne contient que des couches calcaires. Il ne paraît pas du reste douteux qu'ils ne doivent être regardés comme contemporains. Ces grès sont formés toujours de fragmens des roches les plus voisines; dans les parties de Landshut et de Waldenburg, ce sont des galets de micaschiste, de hornblende, schiste et quarz; dans le district de Neurode, ce sont des fragmens de gneiss de toute couleur.

(b) Houilles. Le dépôt houiller, placé dans la partie inférieure de la formation, se compose de couches alternatives du conglomérat grisâtre dont nous venons de parler, d'argiles schisteuses et de houilles. Il est placé entre le grès grisâtre et le grès rouge, et comprend dans son étendue plusieurs coupes de porphyre.

La principale richesse du dépôt se trouve dans le bassin situé entre les monts du Hochwald et du Vogelkippe, et les lieux de Hermsdorf et de Waldenburg : là, ses couches ont une direction générale vers 9 heures de la boussole, une pente vers le sud-ouest, et une puissance assez forte De ce point, elles s'étendent ensuite vers l'est et

le sud-ouest, en perdant toujours de leur puissance, prenant des directions plus vers le sud, et se joignant ainsi, d'une part, au dépôt Neurode, et de l'autre à celui de Schadowitz.

Le dépôt général des houilles de Waldenburg forme deux groupes différens de couches. Le premier, ou celui du mur, commence à se montrer dans une vallée étroite près Rudolpswald, venant du comté de Glatz, et formant le district de Neurode. Les couches de cette suite se prolongent alors sur une mince largeur, et avec beaucoup de rejets, suivant la ligne de direction qui est du sud-est au nord-ouest de la vallée de Rudolpswald vers Katswasser, Donnerau, Tann-Hausen, Charlottenbrunn, Steingrand, Reussendorf, Altwasser, Hartau, etc.; delà, vers Liebersdorf et Hartmansdorf, où les couches, également très-minces, sont coupées par l'urfels-conglomérat. Les mines principales de ce groupe sont celles de Seegengottes à Altwasser, de Morgen et Abendstein à Hartau, de David à Neusalzbrunn, et de Gnadegottes à Reussendorf.

Le deuxième groupe, ou celui du toit, commence près Altendorf, où il vient de Bohême, et d'où il s'étend au nord sur Liebau et Landshut; il change alors de direction, et suit ordinairement le cours du premier groupe. Il passe par Schwartzwald et Rothenwald, où il se divise en deux parties, dont l'une tourne au sud du Hochberg, et l'autre va au nord de ce mont par Kohlau, vers la vallée de Lässig, où les deux parties se réunissent de nouveau : delà elles vont par Hermsdorf, tournent le Hochwald au sud-est, se dirigent vers Weisstein, et delà vont au sud-est

par Waldenburg, Ober-Waldenburg, Ober-Altwasser jusqu'à Bährengrund, où elles sont interrompues par le porphyre du Buttenberg et du Kohlberg, et par la chaîne de Neuhauss. Les mines principales de ce groupe sont celles de Johanna et de Louise-Auguste à Weisstein, celle de Fuchsgrube au même lieu, celles de Frohe-Ansich et d'Anna au Hochwald ; enfin, celle de Glückhilfgrube à Hermsdorf.

Les couches de houille de Waldenburg sont ordinairement très-rapprochées les unes des autres ; leur puissance est peu forte, leur direction et leur inclinaison peu constantes ; elles sont ordinairement comprises entre deux couches d'argile schisteuse, dans laquelle on trouve, comme dans toutes les autres mines de ce genre, un grand nombre d'impressions de plantes. La puissance des couches de houille varie généralement d'un pied à 9 ($0^m,31$ à $2^m,80$), leur inclinaison de 20 à 80°; elles produisent d'ailleurs de bonne houille schisteuse, peu chargée de veines terreuses.

(c) Porphyres. La formation de porphyre de la Silésie inférieure comprend une petite chaîne de collines élevées qui se suivent de Landshut à Liebau et Neurode, le long du dépôt houiller de ces contrées, et quelques autres monts isolés qui s'élèvent dans l'étendue du grès houiller, et paraissent avoir autrefois fait partie d'une même suite, détruite depuis par une cause inconnue. La roche est de nature très-variable ; tantôt c'est un vrai porphyre à pâte compacte, grisâtre ou rougeâtre, avec cristaux de feldspath et de quarz, comme à Reimsbach; tantôt c'est un hornstein-porphyr comme à. . . . . . , ou un porphyre argileux comme à Braunau. A Gottesberg, c'est une masse

grise jaunâtre, avec cristaux de feldspath et d'amphibole; au Buchberg, on ne voit qu'une masse compacte, noirâtre, qui prend de l'éclat par la cassure, et devient presque basaltique; quelquefois même, cette dernière variété prend des nœuds de quarz et de feldspath; elle diminue d'éclat et de dureté, et passe à l'amygdaloïde, tandis que plus loin elle devient bulleuse, comme scorifiée, et offre les plus grandes analogies avec les roches volcaniques.

Près de Gottesberg et de Gablau, le porphyre est traversé de plusieurs filons de baryte sulfatée avec blende et galène. Ces filons ont été exploités avec avantage dans le seizième siècle; on a cherché plusieurs fois à les reprendre, mais toujours sans succès.

B. Grès rouge du Nord.

2°. Le terrain de grès rouge du nord est disposé entre les schistes du versant ouest du Riesengebirge et ceux situés à l'est des granites de Jauer et de Striegau. Il s'étend de Löwenberg à Schonau, dans la direction du nord-ouest au sud-est, puis se divise à Schonau en deux parties, dont l'une s'étend vers Bolkenhayn, dans la même direction, tandis que l'autre va vers Goldberg, au nord-est. Sa largeur moyenne est, du reste, de $\frac{1}{2}$ à 1 $\frac{1}{2}$ mille (3^k,7 à 11^k.) dans toute l'étendue qu'il occupe.

(a) Porphyre.

Ce terrain est formé de porphyre et de grès. Le porphyre, qui forme plusieurs amas dans l'intérieur du grès, est rougeâtre ou jaunâtre, compacte ou argileux; souvent il passe à une masse d'argile ferrugineuse, avec noyaux de quarz et de calcaire; quelquefois aussi il passe à une masse basaltique noirâtre : ce porphyre n'est

d'ailleurs jamais stratifié; il abonde sur-tout dans la partie nord-est du grès rouge.

(b) Grès. Le grès, beaucoup plus uniforme que dans la partie sud, ne se montre jamais sous la forme de conglomérat, mais presque toujours à l'état de grès fin, rougeâtre; quelquefois seulement il prend une teinte grisâtre ou blanchâtre; jamais, d'ailleurs, on n'y a trouvé de couches de houille. Ce grès forme des couches distinctement stratifiées, qui s'inclinent vers l'est ou le nord-est, ou vers l'ouest et le nord-ouest, selon la position des schistes primitifs sur lesquels elles reposent.

(c) Calcaire. Un fait remarquable que présente ce terrain, c'est cette petite formation de calcaire secondaire qu'on lui trouve subordonné dans la partie nord ou du toît. Cette petite formation se compose, aux environs de Goldberg, de couches minces d'un calcaire analogue au zechstein du Mansfeld, qui alterne avec plusieurs couches d'un schiste marneux et bitumineux tenant du minerai de cuivre. Ce schiste, dans lequel on ne trouve d'ailleurs aucune pétrification, a donné lieu autrefois à des exploitations avantageuses : on a voulu le reprendre depuis, mais il s'est trouvé trop pauvre pour pouvoir supporter les frais.

2°. *grès blanc* (quadersandstein).

2°. Du grès blanc. Les deux dépôts de grès rouge que nous venons de considérer, sont limités chacun par une formation de grès blanc correspondante : ce sont ces formations de grès blanc que nous devons faire connaître maintenant.

1°. Grès blanc du sud. 1°. Au sud, le terrain de grès blanc forme une chaîne assez élevée, qui s'étend de Schomberg à

Habelschwerdt et Mittelwald, dans une direction du nord-ouest au sud-est. Sur une longueur de 20 milles (143k.) et une largeur moyenne de 1 mille et demi (11k.), ce terrain se compose de couches horizontales de grès (quadersandstein) et de calcaire marneux (pläner kalktein).

Le grès est ordinairement formé de quarz à grains fins, blanc, jaunâtre ou grisâtre : souvent il contient des couches à plus gros grains, qui se réduisent facilement en sable grossier; d'autres fois il passe à une marne sableuse, brunâtre ou gris de cendre. Ce grès, qui est généralement en couches horizontales, domine sur-tout dans la partie du nord et de l'est; il contient beaucoup de pétrifications, sur-tout des pectinites et des échinites. (a) Grès.

Le calcaire marneux blanchâtre, passe, d'une part, à un calcaire pur, à grains grisâtres, et, d'autre part, à une argile grisâtre ou jaunâtre. Celle-ci, de son côté, prend quelquefois des fragmens de galets d'autres roches, et passe à un conglomérat grossier. Toutes ces roches sont au reste horizontales ou peu inclinées; elles contiennent, comme le grès, beaucoup de pétrifications, parmi lesquelles les térébratulites sont les plus abondantes: le calcaire se trouve sur-tout aux environs de Reinertz, et l'argile, avec conglomérat, près de Kislingswald. (b) Calcaire.

Relativement aux rapports qui lient ces diverses roches entre elles, nous dirons que tantôt nous avons vu le grès blanc recouvrir le calcaire, et tantôt le contraire avoir lieu. D'un autre côté, le calcaire alterne en plusieurs lieux, ainsi que l'a décrit M. de Raumer, avec des marnes et des argiles; tandis que plus loin

ces marnes et ces argiles comprennent les conglomérats ; nous devons donc en conclure, avec M. de Raumer, que toutes ces roches sont du même âge : d'ailleurs, leur superposition à stratification non concordante avec le grès rouge de Waldenburg, et le grand nombre de coquilles étrangères à ce grès qui y sont contenues, prouvent que ces roches du terrain de grès blanc sont d'une formation différente de celles du grès rouge, et qu'il a dû s'écouler un certain laps de temps entre le dépôt des unes et des autres.

2°. Grès blanc du nord.

2°. Au nord, le terrain de grès blanc occupe toute l'étendue comprise entre Löwenberg, Bunzlau et Goldberg, et limite, au nord, le deuxième dépôt de grès rouge. Il forme en outre, près la petite ville de Lahn, un petit dépôt moins important dans l'intérieur des schistes primitifs de cette contrée.

La formation de grès blanc du nord se compose d'un grès à grain fin, blanc, jaunâtre et grisâtre, qui contient des couches puissantes d'argile près de Tillendorf, et quelques couches de marnes calcaires près d'Ober-Langenau. Enfin, près d'Ottendorf, on trouve dans l'argile subordonnée à ce grès des couches de houille piciforme, d'une nature analogue à celle dite *cannel-kohl* des Anglais. Il y a quelques années qu'on chercha à exploiter ces couches, mais leur peu de puissance força bientôt de les abandonner.

II. Silésie supérieure.

Formations secondaires de la Silésie supérieure.

Le terrain secondaire de la Silésie supérieure comprend une formation de grès houiller, une beaucoup plus étendue de calcaire, une troi-

sième de gypse, et une quatrième d'argile avec fer argileux.

1°. *Du grès houiller* (kohlensandstein-gebirge).

La formation du grès houiller est déposée le long des Sudètes et des Carpathes, sur une longueur d'environ 16 milles (118k.) de l'est à l'ouest. Cette roche ne forme pas d'ailleurs une suite continue, et ne se montre au jour qu'en petit nombre de points, s'élevant au-dessus du terrain d'alluvion qui domine dans cette partie. Ces points sont : 1°. Du grès houiller.

1°. Près Hultschin, où le grès s'étend de Zanditz à Freystadt, sur une longueur d'environ 5 milles (37k.) et une largeur moyenne d'un mille (7k,40).

2°. Entre Birtriltau et Czernitz, où il occupe une étendue d'un mille en longueur et un demi-mille en largeur.

3°. Près Nicolaï et Czerlonkau, le grès comprend ici une longueur de 3 milles et une largeur d'environ un mille; il est très-élevé et environné de sommités calcaires, qui cachent probablement aux yeux son union immédiate avec le dépôt suivant.

4°. Ce dépôt principal s'étend de Saberze, près Gleiwitz, à Mislowitz et Krzanow jusqu'à Tenzineck près de Krzessowice. Il a une longueur de 8 à 10 milles et une largeur moyenne d'un mille à un mille et demi : du reste, la partie située sur la rive droite de la Przemsa appartient seule à la Silésie; l'autre partie est à la Pologne et à la république de Krakau.

5°. Près Strzisowitz, le grès houiller forme encore un petit dépôt peu étendu, qui est tout en-

touré de calcaire, et paraît se lier dans la profondeur au grès de Bendczin et Dombrowa.

6°. Enfin, le grès houiller se montre beaucoup plus au nord, dans l'étendue de la formation calcaire, formant de petits dépôts sans accompagnement de houille, comme près de Kolavagura et de Tost.

La formation de grès houiller de la Silésie supérieure se compose de couches alternatives de grès, d'argile schisteuse, de houille et de fer argileux. Ces couches ont une direction générale de l'ouest à l'est, et une pente générale vers le nord; elles forment un grand nombre de selles et de bassins, mais ces élévations et ces abaissemens sont toujours peu sensibles.

(a) Grès.

Le grès houiller est un conglomérat à grains très-fins, formé de grains de quarz blanc jaunâtre et quelquefois grisâtre. Il contient fréquemment de petits cristaux mats de feldspath et de petites lamelles de mica; il montre, du reste, beaucoup d'uniformité dans tous ses points.

(b) Argile schisteuse.

L'argile schisteuse forme des couches puissantes dans le grès; elle accompagne ordinairement la houille : elle a une couleur gris foncé, passant plus ou moins au noir; elle se détruit facilement à l'air. Près de la houille, elle tient beaucoup de bitume, et devient combustible; en d'autres points, elle prend une si grande quantité de fer sulfuré, qu'elle devient propre à donner un schiste alunifère.

(c) Fer argileux.

Le fer argileux forme des nids de moyenne grosseur, irrégulièrement disséminés dans l'argile schisteuse de toute cette formation. Il forme en outre de véritables couches, qui se suivent souvent en grand nombre, et qui se montrent

sur-tout dans les parties supérieures et près des couches minces de houille.

La houille forme des couches ordinairement très-puissantes, peu inclinées et très-distantes les unes des autres. La puissance moyenne est entre une et demie à 2 toises (3^m,15 à 4^m,20), l'inclinaison entre 8 à 12°, l'intervalle entre deux couches de 10 à 20 toises (21 à $42^{m.}$). Près de Hultschin et d'Ostrau, la houille forme une exception remarquable : là, les couches, presque verticales, ont une puissance qui ne va pas au-delà de 30 à 40 pouces (0^m,78 à 0^m,94, et qui se suivent en grand nombre dans une petite étendue : du reste, la direction des couches de houille de la Silésie supérieure, leur puissance et leur éloignement, sont ordinairement très-réguliers et très-constans. Les couches puissantes sont divisées en bancs, qui montrent ordinairement une qualité très-différente de houille; les uns donnent de la houille grossière, et les autres de la houille schisteuse; ceux-ci de la houille grasse, et ceux-là de la maigre. (d) Houilles.

Les impressions de plantes sont assez fréquentes dans cette formation : on les trouve principalement dans le voisinage des couches de houille; elles sont très-nombreuses dans l'argile schisteuse, assez communes dans le fer argileux, plus rares dans le grès. Cette formation ne contient, du reste, aucune coquille.

La formation houillère de la Silésie supérieure est traversée d'un grand nombre de failles, qui sont d'autant plus puissantes que le nombre des couches est plus grand et leur puissance plus considérable : ce sont de vraies fentes produites, la plupart du temps, par un abaissement de cou-

ches, des cavités creuses ou remplies d'argiles, qui ont tous les caractères de vrais filons.

Le grès houiller est très-facile à la décomposition; il est même désagrégé par-tout à la surface jusqu'à une profondeur assez grande; ce peu de résistance est sans doute une des principales raisons pour lesquelles il se montre si rarement au jour.

(e) Porphyres de Krzessovice.

Aux environs de Krzessowice, à la jonction du grès houiller et du calcaire secondaire, se trouvent quelques masses isolées de porphyre qui s'élèvent à des hauteurs peu considérables au-dessus du calcaire : ce sont des hornstein-porphyr, des thon-porphyr et des porphyres amygdaloïdes non stratifiés, qui offrent les plus grandes ressemblances avec ceux de Waldenburg, et qui appartiennent sans doute à la même formation. M. de Œynhausen les range dans la formation de trapp.

2°. *Du calcaire* (flötz-kalk).

2°. Du calcaire.

La partie sud-est de la Silésie supérieure et la partie ouest de la Pologne sont recouvertes d'une suite de roches calcaires, qui occupent une grande étendue. Ces roches, qui reposent à gisement transgressif, soit sur le grès houiller, soit sur la grauwacke, comprennent deux formations distinctes, qui sont désignées communément par les noms de calcaire métallifère et de calcaire blanc.

(A) *Calcaire métallifère* (zechstein).

A. Calcaire métallifère.

Cette formation compose la chaîne de collines placée entre la Clodnitz et la Malapane; elle

s'étend de Nowagora, en Pologne, jusqu'à Krappitz sur les rives de l'Oder, sur une longueur d'environ 20 milles (148$^{k.}$), et dans la direction de l'est à l'ouest. Elle est limitée au sud par le terrain de grès, et au nord va se perdre sous le terrain d'alluvion : son niveau, plus élevé que celui du grès rouge, est d'environ 1200 pieds (376$^{m.}$) au-dessus de l'Oder.

Les roches de cette formation se divisent en calcaire inférieur et en calcaire supérieur, deux variétés qui ne sont pas distinguées seulement par leur position relative, mais aussi par un grand nombre de différences essentielles.

(a) Calcaire inférieur.

Le calcaire inférieur est de couleur gris bleuâtre, à cassure compacte et écailleuse ; il est distinctement stratifié en couches de quelques pieds d'épaisseur qui sont très-fissurées. Ces couches forment des selles et des bassins peu considérables ; elles ont ordinairement une faible inclinaison ; elles ne contiennent jamais de couches ou nids de quarz et silex, mais beaucoup de pétrifications, comme chamites, enchrinites, térébratulites et ostracites.

(b) Calcaire supérieur.

Le calcaire supérieur se distingue du premier par sa couleur, sa structure et sa position : il est de couleur jaunâtre, plus ou moins ferrugineux, cristallin et assez souvent grenu ; il n'est point stratifié, mais traversé en tous sens de fentes qui le divisent en masses irrégulières. Il contient une grande quantité de nids de silex et de hornstein, point de pétrifications, mais beaucoup de cavités remplies de cristaux calcaires.

Le caractère principal de ce dernier calcaire consiste dans ces nombreux gîtes métallifères qu'il contient. Le plomb sulfuré, le fer oxidé et

la calamine, y forment en effet un grand nombre de dépôts qui ne se lient point les uns aux autres, mais qui sont répandus dans toute l'étendue qu'il occupe. Ces dépôts ne constituent ni de véritables couches ni de vrais bancs, ce sont plutôt des bassins remplis, dans lesquels on ne trouve d'ailleurs jamais qu'une de ces substances prédominante.

(b') Couche de galène.

1°. Le gîte de galène, le plus suivi, le plus régulier et le plus considérable des trois, s'étend dans la Silésie prussienne de Georgenberg à Benthen, sur la longueur d'environ un mille : là se trouvent une multitude de bassins qui montrent assez de continuité, et forment comme une couche, dont la direction générale est du nord au sud et l'inclinaison vers l'ouest.

Cette couche repose toujours sur le calcaire inférieur, auquel on donne par cette raison, dans le pays, le nom de *sohlengestein*, ou calcaire du mur. Quelquefois elle n'en est séparée que par une veine mince d'argile; le plus souvent il se trouve entre elle et ce calcaire inférieur une couche puissante de $\frac{1}{8}$ à 1 $\frac{1}{2}$ toise ($0^m,26$ à $3^m,15$) d'un calcaire grisâtre ou brunâtre, qui se lie au calcaire jaunâtre *supérieur*, lequel forme généralement le toit de la couche. Près de l'affleurement, la couche est recouverte en plusieurs points d'une argile bleuâtre, qui repose immédiatement sur elle et passe au terrain d'alluvion; quelquefois même, mais rarement, ce terrain d'alluvion pénètre en forme de filon jusqu'au calcaire inférieur.

La couche de galène montre peu d'uniformité dans sa composition, sa teneur et sa puissance. Près de l'affleurement, c'est une masse

d'argile ferrugineuse, dans laquelle la galène est ou disséminée ou disposée en nids et en veines. Dans la profondeur, c'est une masse de calcaire analogue à celui du toit qui renferme les minerais ; quelquefois enfin, mais rarement, ces minerais sont contenus dans une masse d'ocre ou dans une argile vitriolique blanche chargée de pyrites de fer.

Le minerai n'est pas répandu également dans toute la couche ; il ne se trouve au contraire que sur quelques points, et souvent on a traversé des milieux stériles de plusieurs centaines de toises.

La puissance n'est pas moins variable que la teneur, près de l'affleurement, elle est d'une à une toise et demie (3m,15); dans les autres parties, de 20 à 30 pouces (0m,52 à 0m,78) seulement; quelquefois aussi elle se réduit à quelques pouces, ou même disparaît entièrement.

On trouve dans cette couche : 1°. de la galène commune en druses, en nids, ou disséminée en petits cristaux cubiques; 2°. du plomb carbonaté cristallisé dans les géodes de galène, ou terreux et mêlé d'argile en petites masses disséminées; 3°. du plomb phosphaté et chromaté rarement; 4°. de la calamine, soit comme enduit superficiel de la galène, soit aussi en morceaux compactes; 5°. du fer oxidé et sulfuré, abondamment répandu dans toute la couche; 6°. de la chaux carbonatée et très-rarement de l'aragonite.

2°. Les dépôts de fer de la Silésie supérieure sont contenus dans une suite de bassins qui s'étendent au nord-est de Tarnowitz, dans la direction du nord au sud, comme la couche de galène. Les plus riches sont aux environs des villages de Nackel et Radziomkau.... Ils reposent tous sur le calcaire inférieur, et sont tous recouverts d'une (b'') Dépôt de fer.

argile jaunâtre et brun rougeâtre, qui s'élève jusqu'au jour, ou que recouvre lui-même le terrain d'alluvion. Comme, d'ailleurs, des dépôts moins puissans et de même nature se trouvent sur d'autres points dans l'intérieur même du calcaire supérieur ou à son toit, il n'y a pas de doute qu'ils n'appartiennent tous à la formation de ce calcaire supérieur.

Les dépôts que nous décrivons ici sont composés ordinairement d'une ocre ferrugineuse, brun jaunâtre, que traversent rarement des couches d'argile, et dans laquelle gisent des masses informes de fer oxidé compacte brun et jaune : outre ces minerais nommés *milde erzen*, ou mines douces par les gens du pays, on trouve encore sur quelques points un peu de galène et de calamine.

(b''') Gîte de calamine.

3°. Les dépôts de calamine de la Silésie sont situés dans des ravins ou sur les penchans de petites vallées ; ils s'étendent au sud-est de Tarnowitz, de Guremky près Scharley, dans la direction de l'ouest à l'est jusqu'à la limite de la Pologne, sur une longueur d'un mille et demi (11$^{k.}$) et une largeur d'un mille (7^{k},40).

Ces dépôts sont formés d'une argile gris bleuâtre ou jaune sale, dans laquelle la calamine est disposée en veines et couches ou disséminée en masses irrégulières comme ceux de fer ; ils reposent tous sur le calcaire inférieur, et sont tous recouverts d'une argile jaunâtre ou rougeâtre.

Leur teneur est d'ailleurs très-variable; quelquefois ils ne tiennent que quelques minces veines ; d'autres fois, on y trouve de petites couches d'un à plusieurs pieds de puissance.

La calamine est ordinairement d'un jaune sale ou d'un gris jaunâtre clair, ou même blanchâtre ;

elle est compacte, rarement drusique, et plus rarement encore en cristaux imparfaits. A Scharly, sur la couche de calamine blanche, on a une couche de calamine rouge, séparée de la première par une veine d'argile. Cette dernière, d'ailleurs de peu d'importance à cause de son peu d'étendue, est remarquable par la galène que l'on trouve à son toit.

On observe que le calcaire inférieur sur lequel repose la calamine est toujours altéré dans ses points de jonction, ce qui fait présumer l'antériorité du calcaire. Des dépôts de calamine analogues, trouvés en Pologne sous le calcaire supérieur, prouvent d'ailleurs que, comme ceux de fer, ils appartiennent à ce calcaire.

La formation métallifère, que nous venons de faire connaître, est la plus riche aux environs de Tarnowitz. A l'ouest de cette ville, elle l'est beaucoup moins; la couche de galène, dont on ne trouve que des traces jusqu'à Tost, reparaît avec assez de puissance près Krappitz, où l'on trouve aussi quelques dépôts calaminaires. A Gros-Strehlitz et Stubendorf, on trouve du minerai de fer qu'on exploite en partie. Étendue de la formation métallifère.

A l'est de Tarnowitz, dans la plaine de la Pologne qui touche à la Silésie, la formation métallifère est très-répandue : elle s'étend sans discontinuité des frontières de la Silésie jusqu'à Siewier, Boleslaw, Olkutz et Novagora. Dans ces contrées, elle présente des rapports un peu différens de ceux reconnus en Silésie. Le calcaire inférieur sur lequel elle repose est écailleux et d'un jaune brunâtre clair; il se rapproche beaucoup du calcaire supérieur qui la recouvre, et qui est semblable en tout à celui de Tarnowitz. On remarque en outre que les trois minerais y sont le

plus souvent très rapprochés les uns des autres, que la couche de galène se montre au haut des monts et non point à leur pied, comme en Silésie; enfin, que les dépôts calaminaires sont, en plusieurs points, recouverts du calcaire supérieur.

Age du calcaire métallifère.

Le calcaire inférieur, le calcaire supérieur et les gîtes métallifères sont trois membres d'une même formation, qui me semblent devoir se rapporter à celle du zechstein.

Le calcaire inférieur, quoique offrant, dans la contrée de Tarnowitz, de grandes différences avec le calcaire supérieur, s'en rapproche cependant assez dans la Pologne pour convaincre qu'ils se sont suivis de près l'un et l'autre, et qu'ils ne doivent point être séparés. Le calcaire inférieur a d'ailleurs de grandes analogies avec le zechstein du Mansfeld, tandis que le calcaire supérieur peut se rapporter, ainsi que le pense M. de Œynhausen, à la rauchwacke, ou, mieux, au calcaire ferrugineux de la Thuringe.

La formation métallifère est liée intimement au calcaire supérieur; le dépôt de galène se trouve toujours dans la partie inférieure reposant presque immédiatement sur le calcaire inférieur; les dépôts de fer oxidé et de calamine paraissent un peu plus nouveaux; ils se trouvent ou dans l'intérieur même du calcaire supérieur, ou sur le calcaire inférieur; mais, dans ce dernier cas, ils ne sont point recouverts, et le calcaire inférieur qui touche au dépôt est toujours décomposé (1).

B. *Du calcaire blanc* (muschelkalk).

Vers Olkutz, Nowagora et Siewier, le calcaire

(1) Les dépôts de calamine de la Silésie ont de si grandes analogies avec ceux du Stolberg que j'ai décrits ailleurs,

métallifère précédent fait place à un calcaire blanc et compacte qui s'étend au sud-est vers Krakau, et va reposer immédiatement sur l'argile salifère de la Gallicie. Au nord-ouest, le même calcaire forme une chaîne, qui de Pilica se dirige sur Olstyn, Czenstochau, Klobuczo, jusqu'à Wielun, où elle disparaît sous le terrain d'alluvion; enfin, au nord-est, on le trouve partout, vers Wirmbronn, Zarnowice, Scickozini et Kalmierz, sur les deux rives de la Nidda, de Nolvemiasto jusqu'à Checzin. Dans cette partie, il repose immédiatement sur les roches de transition et de grès rouge qui forment la petite chaîne centrale de Sendomir. Il n'est point d'ailleurs limité par cette chaîne, mais il s'étend au-delà, et l'on peut dire qu'il forme presque sans interruption toute la plaine de la Pologne, de la Gallicie, de la Wolhynie et de l'Ukraine jusqu'à l'Odessa. B. Calcaire blanc.

On doit penser que ce calcaire n'est point d'une conformité constante dans une aussi grande étendue, et en effet il se présente sous divers aspects dans le bassin compris entre Olkuz et Kieln, le seul que nous considérions ici.

Aux environs de Krakau, Kzessowice et Alvernia, c'est un calcaire assez pur, compacte et esquilleux, ou poreux et plein de cavités. Il oc-

qu'ils me paraissent évidemment être de la même formation. Les uns et les autres offrent en effet la même disposition en bassins irréguliers, la même variation de richesse; la calamine y est déposée de même dans l'argile et associée de même au plomb sulfuré et au fer hydraté. D'après cela, je pense que les gîtes non recouverts des calamines du Stolberg, qui reposent sur un calcaire de transition auquel ils sont postérieurs, doivent être, ainsi que ceux de la Silésie, rapportés au calcaire alpin.

cupe un niveau plus élevé que le calcaire métallifère, et montre un grand nombre de rochers escarpés; il n'est point stratifié, mais très-fendillé en tous sens.

Vers Pilica et Olstyn, le calcaire devient marneux; il renferme même des couches pures d'argile et de marne: il se montre alors en couches horizontales, et prend une cassure terreuse. Dans cette partie de ce calcaire se trouvent, près Bucko, quelques parties d'un gypse nouveau qui lui sont subordonnées.

Vers Olstyn et Wielun, le calcaire marneux prend de plus en plus les caractères du calcaire crayeux, comme aussi à l'est de Pilica, près de la chaîne de Sendomir.

Enfin, près de Bucko, le gypse est recouvert de couches de calcaires à cérites et pisolithes, qui, sur d'autres points, recouvrent le calcaire crayeux.

Cette formation calcaire est caractérisée: 1°. par la grande quantité de silex qui y sont contenus en boules, nids et rognons; ils abondent sur-tout vers Krakau, où on les emploie pour faire des pierres à fusil; 2°. par le grand nombre de pétrifications de divers genres qui y sont répandues par-tout: ce sont principalement des térébratules lisses et striées à Alvernia et Krakau, des ammonites à Czenstochau, Klobuczo et Wielun, des enchrinites à Kosczow, des vénulites ascarins à Neuzenstochaú, des bélemnites paxillosus entre Kromolow et Pilica, etc.

M. de OEynhausen rapporte à cette formation un calcaire marbre qui se montre non loin de Krzessowice. Ce calcaire m'a paru, ainsi qu'à M. Pusch, reposer sous le calcaire métallifère de Czerna, et il me semble devoir appartenir plutôt au terrain de transition. Dans tous les cas,

sa nature est si différente du calcaire blanc (muschelkalk), que M. Pusch a grandement raison de s'étonner que M. Œynhausen ait pu les confondre. Ce calcaire de Krzessowice est une roche compacte, à cassure conchoïde et large, et de couleur noirâtre ou diversement colorée, qui forme comme un banc puissant; elle contient différentes sortes d'ammonites, fungites et milleporites, et même des orthocératites; elle est d'ailleurs susceptible d'un très-beau poli.

Le calcaire blanc me paraît devoir être séparé du calcaire métallifère, dont il diffère par ses teintes claires, par sa composition plus ou moins marneuse, par son manque de gîtes métallifères; enfin par ce grand nombre de silex pyromaques qu'il recèle. M. de Buch et quelques autres géologues rapportent le calcaire métallifère au calcaire alpin et le calcaire blanc à celui du Jura. Quoiqu'il soit très-difficile, ainsi que l'observe M. de Œynhausen, de préciser diverses formations dans une suite fort étendue de calcaires secondaires que ne sépare aucune couche étrangère; qu'en outre il n'ait point été observé jusqu'ici, d'une manière certaine, de point où la superposition transgressive du calcaire blanc sur le calcaire métallifère fût évidente; je pense cependant que ces deux calcaires doivent être rangés dans des formations différentes, et la nature du calcaire blanc le plus pur me porte à le ranger dans celle du muschelkalk, quoique dans ces couches supérieures il passe évidemment à un calcaire jurassique.

M. Pusch remarque que le calcaire blanc et marneux de la Pologne forme des couches horizontales ou peu inclinées, tandis que celles de formations plus anciennes sur lesquelles il re-

pose ont toutes des inclinaisons différentes. Ainsi les couches d'argile salifère de Wieliczka, sur lesquelles s'appuie le calcaire blanc, penchent fortement vers le sud; celles de grès houiller de Tenzineck, qui lui servent aussi de mur, penchent entre 15 et 20° vers le sud-ouest; celles de calcaires intermédiaires de Checiny et Morawice penchent fortement vers le sud; celles de grès rouge de Przedborg vers le sud-ouest; enfin, le calcaire métallifère entre Olkuz et Tarnowitz forme plusieurs courbures en forme de bassins. M. Pusch ne pense pas, d'après cela, qu'on puisse se refuser à admettre la superposition transgressive du calcaire blanc sur le calcaire métallifère, et d'après l'étude qu'il a faite de ce calcaire blanc et des pétrifications qui y sont contenues, il est convaincu qu'on doit le ranger dans la formation du calcaire auquel, en France et dans la partie sud de l'Allemagne, on a donné le nom de calcaire du Jura; qu'il est de même âge que le calcaire oolithique, ou lias limestone des Anglais; enfin, qu'il ne doit pas être distingué du muschelkalk, ou calcaire coquillier du nord de la France et du nord de l'Allemagne, puisque Mérian et Hundesagen ont montré que près de Bâle et en Souabe le calcaire du Jura reposait sur le grès bigarré, comme le calcaire coquillier.

M. de Œynhausen ne voit dans le calcaire métallifère et le calcaire blanc qu'une même et grande formation qui a parcouru toutes les périodes du calcaire secondaire, et qui renferme à elle seule toutes les formations de cette série. Les couches du calcaire blanc compacte qui, au sud-est de Pilica, reposent immédiatement, selon

lui, sur le grès des Carpathes, qu'il rapporte à la grauwacke, et sur lesquelles il admet que sont situés les dépôts de gypse et sel gemme de Wieliczka, lui paraissent être les plus anciennes; ensuite, ont dû se déposer le calcaire métallifère, et enfin le calcaire marneux et crayeux de Czenstochau et Wielun. M. de Œynhausen fonde particulièrement son opinion sur ce que le calcaire blanc est beaucoup plus lié au calcaire inférieur qu'au calcaire supérieur de la formation métallifère, et aussi sur ce que ce calcaire blanc occupe toujours un niveau plus élevé que celui métallifère; mais outre que la différence de niveau ne prouve rien, ainsi que l'observe M. Pusch, il est bien certain que le calcaire blanc n'offre point de passage au calcaire métallifère, tandis qu'il est intimement lié au calcaire marneux et crayeux dont il ne saurait être séparé. D'ailleurs, la raison pour laquelle M. de Œynhausen ne peut voir un calcaire du Jura dans le calcaire blanc, attendu que les dépôts de sel gemme et de gypse de Wieliczka, qui ont tant d'analogie avec les dépôts de gypse ancien de Mansfeld, lui sont superposés, doit être entièrement rejetée, puisqu'elle repose sur un fait inexact.

3o. *Du gypse et de l'argile salifère.*

Le gypse forme dans la Silésie supérieure et la Pologne deux dépôts distincts. Le premier, situé le long du versant nord des Carpathes, et le second sur les rives de l'Oder. 3o. Du gypse et de l'argile salifère.

Le premier dépôt, qui est aussi le plus considérable, commence à paraître aux environs de Krakau, et s'étend à l'est dans une grande partie de la Gallicie. Il paraît à M. Beudant reposer sur

le grès houiller qui forme toute la partie de la chaîne des Carpathes comprise entre la chaîne de Tatra et la Moldavie, et être recouvert de grès et de sables micacés que ce géologue rapporte à la mollasse d'Argowie. M. Pusch pense, au contraire, que ce dépôt est recouvert par l'un et l'autre grès, qu'il range dans une seule et même formation, celle du grès bigarré : enfin, M. d'Œynhausen admet que ce dépôt de sel repose sur le calcaire blanc de Krakau; mais cette opinion est évidemment fausse, car on voit distinctement entre Swoczoroin et Tyniec, comme le dit M. Pusch, le calcaire blanc recouvrir au contraire l'argile salifère.

Le gypse, l'argile salifère et le sel gemme, les trois membres principaux de cette formation, ont une disposition très-irrégulière.

Le gypse n'est le plus souvent qu'une masse formée de la réunion de cristaux ; quelquefois aussi, c'est un gypse blanc compacte ou grenu. Il forme le plus souvent dans l'argile salifère des nœuds irréguliers de peu d'étendue, qui consistent en blocs fendillés, que l'argile salifère pénètre et entoure. D'autres fois il forme des amas plus considérables, qui s'élèvent au jour et constituent des collines escarpées.

L'argile salifère, plus étendue et plus puissante que le gypse, est d'une couleur gris bleuâtre foncé; elle est indistinctement stratifiée, et fait une légère effervescence avec les acides. Souvent elle est mélangée de gypse terreux, et alors la masse prend une teinte plus claire et l'apparence d'une marne gypseuse : d'autres fois, elle renferme du soufre natif, qui y forme des bancs de 2 à 3 pieds d'épaisseur, comme à Schworzowitz.

Enfin, le sel gemme forme dans l'argile salifère des bancs continus ou des nids qui quelquefois atteignent une puissance considérable, comme à Wieliczka. Dans ce lieu, on distingue trois sortes de sel, selon la structure ou le degré de la pureté de la roche. La première sorte, nommée *grün-salz*, est lamellaire, à gros grain; il m'a paru occuper la partie supérieure du dépôt, et former dans un même banc une suite de blocs ellipsoïdaux, disséminés irrégulièrement, mais dont le grand axe est toujours vertical. La deuxième espèce, nommée *spysa-salz*, a une structure lamellaire fine; il est mélangé de grains de sable et plus dur que le précédent: j'ai vu celui-ci former au-dessous du grün-salz un banc composé de nids allongés, disséminés moins irrégulièrement; enfin, la troisième espèce, nommée *szibicker-salz*, est un sel pur blanc et saccharoïde, qui occupe le niveau inférieur du dépôt et forme deux bancs continus: il est donc en cela bien différent des deux autres.

On trouve dans l'argile salifère de cette formation quelques coquilles, des fruits à l'état charbonneux, des lignites, et même, selon Ferber, des dents d'éléphant.

Les grandes analogies que présentent ces dépôts de gypse avec ceux du gypse ancien du Mansfeld, soit par la forme des monts qu'ils constituent, soit par la présence de gypse anhydre, de gypse fétide et marne gypseuse, soit aussi par les rapports qu'il y a entre l'argile salifère et le calcaire marneux pulvérulent dit *asche*, permettent sans doute de les ranger dans la même formation. M. Beudant pense, au contraire, que les lignites que contiennent ces dépôts peuvent les

faire rapporter à la formation de la mollasse qui les recouvre; mais cette idée est peu admissible avec la superposition observée du calcaire coquillier de Krakau.

(b) Gypse de l'Oder.

Le second dépôt de gypse s'étend sur les deux rives de l'Oder. Près de Pschow et de Dirschel, il forme plusieurs coupes isolées, qui s'élèvent avec des pentes escarpées au-dessus du terrain d'alluvion. Le gypse de cette formation est cristallin et transparent, pur ou mélangé d'une argile marneuse qui fait effervescence avec les acides : cette argile contient même quelquefois du soufre natif disséminé, ce qui lui donne la plus grande ressemblance avec celle de Zchworzowitz; d'autres fois aussi, dit M. de Œynhausen, elle se rapproche beaucoup de l'argile bleuâtre, de la formation que nous décrirons ci-après, et contient même, en quelques points, des nids de fer argileux comme cette dernière.

Sur la rive gauche de l'Oder, le gypse de cette formation paraît, près de Dirschel, reposer sur le terrain de grauwacke, qui s'y montre au jour. Sur la rive droite, près de Czernitz, il est limité par le terrain de grès houiller, auquel il doit sans doute aussi être superposé. Quoique ce fait ne soit appuyé d'aucune observation directe, il paraît cependant d'autant plus probable, qu'en plusieurs points on voit ce gypse recouvert d'un calcaire marneux, qui quelquefois alterne avec lui dans sa partie supérieure, et ce calcaire, qui tantôt est argileux et compacte, tantôt à l'état de tuf, tantôt enfin à l'état d'argile ou de marne gypseuse, est évidemment très-nouveau.

Quels sont, au reste, les rapports de ce gypse avec le calcaire secondaire blanc ou métallifère?

Rien n'a pu jusqu'ici les faire connaître, comme on ne sait pas encore au juste leur rapport au gypse de Wieliczka.

M. de Buch, comparant les dépôts des gypses de l'Oder à ceux de Wieliczka, et considérant l'analogie qu'ils montrent, soit dans la nature du gypse, soit dans celle de l'argile qui l'accompagne, regarde les uns et les autres comme de même âge.

M. de Œynhausen, au contraire, remarquant que dans les gypses de l'Oder on ne trouve ni gypse anhydre, ni gypse compacte et grenu, ni sel gemme, comme à Wieliczka, les regarde comme d'une formation différente aux gypses de ce dernier lieu. La liaison des premiers avec les marnes et tufs calcaires qui les recouvrent lui fait d'ailleurs penser que ces gypses de l'Oder se rapportent au terrain de grès bigarré.

4°. *De l'argile avec fer argileux.* (Thon-eisenstein-gebirge).

La formation du fer argileux commence à paraître à peu de distance au nord de Woschnik : delà elle s'étend dans la direction du nord-ouest vers Landsberg et Pranska. A l'est, elle s'arrête à la chaîne qui passe à Czeustochau et Klobucko; elle est limitée au sud par la chaîne calcaire qui va de Woshcnik à Lublinitz, et s'étend entre la Stober et la Malapane au-delà de Rosemberg et de Creutzburg, jusque près Carlsruhe. 4°. Argile et fer argileux.

Le même terrain se montre encore près de Falkenberg, à Seyffersdorf, Schiedlow, et aussi près de Kieforstadt, Pilchwitz et Rybuick.

Cette formation se compose d'une argile gris bleuâtre, ordinairement assez grasse, qui perd à l'air sa consistance et sa couleur foncée; elle a

une texture schisteuse très-imparfaite, une disposition très-irrégulière : son toit et son mur consistent ordinairement en un sable friable, qui quelquefois alterne même avec elle.

L'argile de ce terrain forme quelques couches peu inclinées, ondulées, qui tantôt se réunissent et tantôt disparaissent; elles sont puissantes de quelques pieds à plusieurs toises, leur direction et leur pente sont toujours conformes à celles du sol. Là où cette argile se trouve près du calcaire, elle occupe toujours les niveaux les plus bas.

Le fer argileux, le principal caractère de cette formation, gît dans l'argile bleuâtre d'une manière très-irrégulière : tantôt il forme des nids isolés de forme ronde et aplatie, qui sont disséminés dans des veines suivies et distinctes; tantôt ces nids augmentent considérablement de nombre, se touchent et forment des bancs réguliers, dont l'épaisseur varie de 4 à 16 pouces ($0^m,1$ à $0^m,4$); souvent on a plusieurs bancs les uns au-dessus des autres.

Outre le fer argileux, on trouve encore dans ce terrain : 1°. du gypse cristallisé, soit dans l'argile, soit dans les nids de fer; 2°. du fer sulfuré en nids et en rognons dans l'argile; 3°. de la calamine en recouvrement superficiel dans les fentes du fer argileux; 4°. des troncs d'arbres changés en lignites, et dans lesquels on trouve de la galène.

Le principal dépôt ferrugineux de cette formation se trouve vers Panky : là, les rognons de fer argileux sont ou jaunâtres ou grisâtres, testacés ou écailleux; ils contiennent tous beaucoup d'ammonites très-belles, qui paraissent provenir du voisinage du calcaire : car par-tout ailleurs ces

pétrifications sont étrangères au terrain de fer argileux.

La grande régularité que montre la formation de fer argileux dans toute l'étendue qu'elle occupe avait fait penser depuis long-temps qu'on devait la distinguer des terrains d'alluvion les plus nouveaux. Quelques personnes comparant les dépôts de fer de Panky à ceux de Nakel près Tarnowitz les avaient regardés comme subordonnés au calcaire de Woschnick et Lubernitz. Moi-même j'avais cru d'abord pouvoir rapporter cette formation d'argile et fer argileux à celles des fers oxidés et calamines des environs de Tarnowitz, que je voyais recouverts le plus souvent d'une argile analogue; mais M. d'Œynhausen remarque avec raison que les couches de sable friable, qui forment toujours la base de l'argile à fer argileux, s'opposent entièrement à cette idée. Il lui semble plus naturel de rapporter ce terrain, qu'il a classé d'ailleurs dans son ouvrage avec les terrains d'alluvion, à celui du grès nouveau ou grès blanc. Cette opinion s'accorde en effet parfaitement avec l'idée de M. de Buch sur les couches de sable friable de la Silésie, que ce savant regarde comme un grès nouveau sans ciment; elle est de plus fortifiée par la considération des couches de vrai grès nouveau qu'on trouve en quelques points de la Pologne.

Dans la petite vallée de Wartha, Liswartha, on voit près Siewier, superposée au calcaire blanc, une petite formation peu étendue et pour ainsi dire locale, composée, du haut en bas, des couches suivantes:

1°. Grès à grain fin, mélangé de lamelles de mica et fréquemment ferrugineux;

2°. Couches puissantes d'argiles de diverses couleurs;

3°. Couches minces de houilles pyriteuses;

4°. Couches d'argile avec fer argileux;

5°. Enfin, sable friable, auquel il ne manque qu'un ciment pour ressembler au grès 1°.

Cette petite formation, qu'on ne peut guère rapporter qu'au grès blanc, passe donc insensiblement, comme on voit par ces couches d'argile et la perte de ciment de son grès, à la grande formation de fer argileux, comme celle-ci passe elle-même au terrain d'alluvion supérieur. M. Pusch, rapporte l'argile de Panky et le grès de Siewier à la formation du calcaire blanc, dont ils lui paraissent seulement former les couches supérieures; il s'appuie pour cela sur la superposition immédiate de ces roches, et sur la présence des mêmes pétrifications dans l'argile et le calcaire.

Terrain basaltique.

Basaltes de la Silésie inférieure.

1°. Le basalte forme dans la Silésie inférieure un grand nombre de monts isolés, qui sont répandus indistinctement dans toutes les formations de cette contrée, mais principalement dans l'étendue de la formation primitive. Cette roche est ordinairement compacte, noirâtre, divisée en prismes, et chargée d'olivine et de pyroxène. Le point le plus remarquable de tous ceux où elle se montre est sans contredit la Schnee-grube sur le faîte du Riesengebirge : là, on voit, à une hauteur de 4,000 (1256m.) pieds au-dessus de la mer, une masse basaltique reposer immédiatement sur du granit ancien, et s'élever d'environ 600 pieds (188m.) au-dessus de sa base.

2°. Le basalte paraît également en plusieurs points isolés dans la Silésie supérieure. Les principaux sont, près de Leschwitz, le mont Saint-Annaberg, élevé de 7 à 800 pieds (220 à 250^{m}.) au-dessus de la plaine, et entouré de tous côtés de roches calcaires qui s'élèvent à une assez grande hauteur : c'est ici une masse compacte noirâtre, contenant rarement de l'olivine; entre Michelan et Falkenberg, le Muhlwitzberg, qu'on voit sortir d'un terrain d'alluvion et s'élever de 200 à 300 pieds (63 à 94^{m}.) au-dessus de la Neisse, est composé d'une masse basaltique compacte noirâtre, divisée en prismes verticaux; enfin, près de Jagerndorf, Troppau et Tropelwitz, quelques autres masses basaltiques poreuses et décomposées, qui reposent sur un terrain de transition. Basaltes de la Silésie supérieure.

Terrains d'alluvion.

1°. Le terrain d'alluvion de la Silésie inférieure est principalement étendu dans la plaine de Schweidnitz, où il forme des couches composées de galet des roches primitives et secondaires les plus voisines. Près de Goldberg, il est sur-tout remarquable par les parcelles d'or qu'il renferme, et qui ont donné lieu autrefois à une exploitation très-productive : là, sous le sable répandu à la surface du sol, on trouve une couche d'argile gris jaunâtre qui recouvre une couche de sable, puis un conglomérat grossier et désagrégé, formé de fragmens de quarz, de gneiss, de schistes siliceux et argileux, dans lequel sont contenues de petites lamelles d'or natif; puis au-dessous, une nouvelle couche d'argile formant le toit d'une deuxième couche d'un conglomérat également aurifère. Alluvion de la Silésie inférieure.

2°. Le terrain d'alluvion qui, dans la Silésie Alluvion de la Silésie supérieure.

supérieure et la Pologne, occupe une si grande puissance, se compose des masses suivantes :

1°. Du sable friable : il se trouve sur-tout en quantité très-considérable dans les vallées de l'Oder, du Weihsel et de la Malapane, et avec encore plus d'épaisseur sur la plaine élevée entre Siewier, Olkusz, Pilica et Wolbrunn;

2°. Des couches d'argile blanche, grise et rouge, principalement aux environs de Tarnowitz, recouvrant les dépôts de fer et de calamine; les plus pures s'emploient avec avantage pour la poterie et la faïencerie;

3°. Des couches de *kurzawka*, mélange intime fin et pulvérulent de sable et argile; elles sont épaisses de quelques pieds à plusieurs toises, et ont la propriété d'attirer à elles les eaux des parties supérieures; elles gisent ordinairement au-dessus des argiles précédentes dans les environs de Tarnowitz, et nuisent beaucoup aux travaux des mines par la grande pression qu'elles exercent;

4°. Des couches de fer limoneux dans tous les lieux bas formés par le terrain d'alluvion, et particulièrement dans les vallées de la Malapane et de la Stober; on s'en sert ordinairement pour pierre à bâtir;

5°. Des couches de tourbe dans le voisinage du fer limoneux : à Kamnig et Schmelzdorf, des tourbes très-pyriteuses sont employées pour faire du vitriol;

6°. Enfin, des galets de roches anciennes au pied des Sudètes, et des bois pétrifiés dans presque toute l'étendue du terrain d'alluvion.

NOTICE

Sur l'argent natif de Curcy, département du Calvados ;

Par M. HÉRAULT, Ingénieur en chef au Corps royal des Mines.

On a découvert, il y a peu de temps, dans l'ardoisière de Curcy, arrondissement de Caen, l'existence de grains d'argent natif, dont quelques-uns sont de la grosseur d'une balle de fusil, mais qui, le plus ordinairement cependant, ne sont pas plus gros que du plomb de chasse. Ces grains se trouvent dans les fissures transversales que présente souvent le schiste ardoisé, et ils sont accompagnés d'une substance blanc jaunâtre, qui, probablement, tient aussi de l'argent. Un petit filon de cette substance, de 4 décimètres de puissance environ, en a, dit-on, fourni une quantité assez considérable. Malheureusement, ce gîte a été recouvert de 8 mètres de déblais avant que j'aie pu le visiter, soit par l'effet de quelque crainte mal fondée, soit parce que les parties voisines ne fournissaient que de mauvaises ardoises ; mais on continue de trouver de temps à autre, quoique moins abondamment, des grains d'argent dans les autres parties de la carrière.

On fait remonter à plus de 300 ans l'époque à laquelle la carrière de Curcy a été ouverte. On l'exploite à ciel ouvert : l'extraction, suspendue en 1787, a été reprise, il y a 2 ans, par une famille d'ouvriers du département de la Sarthe.

L'ardoise de Curcy est légère et de bonne qualité : il est fâcheux qu'on ne prenne pas la peine

de la tailler, ce qui empêche de l'employer à Caen et dans les autres villes principales du département.

Il paraît certain que le dernier exploitant, avant la révolution, avait acquis, en peu d'années, une fortune considérable pour un homme de son état; et il y a plusieurs raisons de croire que la rencontre qu'il fit dans ses travaux de fissures remplies de grains d'argent, a dû contribuer aux bénéfices que lui procurait son exploitation.

Examen de l'argent natif de Curcy;
Par M. P. BERTHIER.

0g,5 de cet argent, coupellés avec 8g. de plomb, se sont réduits à 0g,45.

Une autre portion, traitée par l'acide nitrique, a donné une dissolution bleue, d'où il suit que le métal enlevé par la coupellation est du cuivre. D'après cela, l'argent de Curcy contient :

Argent.	0,90,
Cuivre.	0,10.

Il est bien singulier que cette composition soit exactement la même que celle de l'argent monnoyé.

La matière bronzée, pâle, qui se trouve dans la carrière de Curcy, n'est autre chose qu'une pyrite ordinaire non magnétique et inattaquable par les acides. On en a fondu 1g. avec 20g. de litharge, il en est résulté un culot de plomb pesant 5g,4, qui, par la coupellation, a produit 3 millig. d'argent, quantité qui correspond précisément à celle que renferme la litharge : ainsi cette pyrite n'est pas argentifère.

Emploi de la flamme des hauts-fourneaux pour cuire la pierre à chaux.

(*Archives métallurgiques de* M. Karsten, t. 6, p. 369.)

Depuis plusieurs années, dans l'Eiffel, on a employé la flamme qui sort du gueulard des hauts-fourneaux à chauffer des fours à chaux, en partie pour en retirer un bénéfice, et en partie pour faire tomber les entreprises de ce genre existant dans le voisinage, et qui, par la consommation notable des bois, portent un grand préjudice aux usines à fer.

Le four à chaux que l'on adapte au gueulard d'un haut-fourneau dépend en général de la chaleur que l'on peut espérer obtenir de celui-ci, et ses dimensions sont d'ailleurs fort arbitraires.

Dans la Pl. I, les *fig.* 1 et 2 montrent un four à chaux placé à la partie supérieure d'un haut-fourneau. A, *fig.* 2, est le plan supérieur, B la coupe au niveau du plan du gueulard.

Dans la *fig.* 1, C est une coupe verticale, et D une vue de la face antérieure. M est l'extrémité du vide du fourneau, dont la hauteur, depuis la pierre de sole, est de 20 pieds du Rhin; N, *fig.* 2, indique la grandeur du gueulard, de 36 p°. de long sur 12 p°. de large (1).

Le four à chaux est construit en pierres de taille et avec un schiste de grauwacke; il repose sur de fortes plaques de fonte *a*, *a*, *a*, *fig.* 1, qui sont

(1) Il s'agit ici, comme dans ce qui suit, du pied du Rhin, égal à 0m,31.

placées sur le massif autour du gueulard. La sole du four à chaux est aussi formée avec la même espèce de pierre. Il y a deux fours pareils, placés chacun auprès des côtés longs du gueulard ; ils sont chauffés alternativement. La flamme qui sort du haut-fourneau pénètre par une ouverture *c* dans le four, au haut duquel, c'est-à-dire dans la voûte qui le termine, se trouvent quatre ouvertures ou cheminées de tirage *d*, *d*, *d*, *d*. On a placé une plaque de fonte *e* au-dessus du gueulard, afin d'arrêter la flamme et de la forcer à s'introduire dans le four. La plaque *f*, destinée à fermer le passage de la flamme, est placée tantôt d'un côté, tantôt de l'autre, suivant que l'on veut chauffer l'un ou l'autre four ; elle est retenue par un crochet en fer *b*. Des liens et des ancres en fer *g*, *g*, servent à maintenir constamment unies ensemble toutes les parois des fours à chaux, qui tendent à se séparer, par l'effet d'une grande chaleur.

On arrange la pierre à chaux de manière à laisser, dans l'intérieur, des cheminées ou canaux pour exciter le tirage ; quand cet arrangement est terminé, on ferme le devant du fourneau avec des briques séchées à l'air.

Un four contient 48 pieds cubes de pierre à chaux, et il faut 36 heures pour en opérer la calcination : on peut estimer que la moitié de la chaux produite est en bénéfice.

La conduite du feu exige de l'expérience et de l'attention, et l'on n'obtient pas toujours de la chaux également bonne ; mais il n'y a aucune règle à donner à cet égard, et chaque espèce de pierre calcaire doit être traitée différemment.

Les fourneaux à fer de l'Eiffel sont, pour la

plupart, très-bas; les minerais, très-faciles à fondre, n'exigent que peu ou point de castine. La flamme sort avec force du gueulard lorsqu'on n'y a pas réuni de fours à chaux. Les maîtres de forges assurent généralement que la cuisson de la chaux, telle que nous l'avons indiquée, ne nuit en aucune manière à la marche des hauts-fourneaux.

Sur l'emploi de la flamme qui sort du gueulard des fourneaux à manche, pour la cuisson de la pierre à chaux et de la brique.

(*Archives métall. de* Karsten, tom. 8, p. 180).

Ayant appris que dans les pays de Nassau et de Darmstadt on calcinait de la pierre à chaux à l'aide de la chaleur et de la flamme qui sortent par le gueulard des hauts-fourneaux, j'eus l'idée que l'on pourrait utiliser de la même manière la chaleur perdue dans nos fourneaux à manche, qui, servant à fondre un schiste cuivreux, ne contiennent pas plus de 1 deux tiers pour 100 de métal. Pour en faire l'expérience, je fis établir une plaque de fonte au niveau et tout auprès de l'orifice supérieur du fourneau; sur cette plaque, on bâtit un four à chaux de petites dimensions: il était circulaire et de 6 pieds de diamètre intérieur, 9 pieds de haut au-dessus du gueulard du fourneau, et sa partie supérieure, plus étroite, était réduite à 3 pieds. La calcination réussit très-bien dès la première opération, et dans l'année on obtint plus de 100 quintaux de chaux de ce petit four.

Le succès de cet essai me décida à faire une

construction plus considérable. Je fis établir derrière le fourneau à manche deux fours à chaux; l'un ayant 10 pieds de longueur sur 10 de large et autant de hauteur, l'autre de 7 pieds de large sur 10 de long et 10 de haut : chacun d'eux a une sole élevée de 2 pieds. Ces fours quandrangulaires se rétrécissent d'un pied sur chaque face, à leur partie supérieure, et sont entièrement ouverts.

On obtient également dans ces fours de la chaux bien cuite, seulement il faut plus de temps pour achever une cuite, et cela en raison des plus grandes dimensions du four.

On essaya aussi de faire cuire des briques ou des tuiles dans les mêmes appareils; ce qui n'était pas sans importance, parce qu'on ne trouvait pas toujours le débit de la chaux fabriquée. Pour cela, dans le plus grand des fours on disposa une sorte de grille en pierres maçonnées, comme on le pratique dans les fours à briques ordinaires, et en arrangeant convenablement les briques moulées, on les fit cuire comme il faut qu'elles le soient, en sorte qu'on en fabriqua trente mille jusqu'à la fin de l'année.

Nos fours pour la cuisson de la chaux et de la brique n'étant point surmontés d'une voûte, sont recouverts d'une couche ou lit d'argile mêlé de paille, et c'est dans cette couverte que l'on perce les trous nécessaires pour diriger le tirage.

Il y a en général moins de bénéfice sur la fabrication de la brique que sur celle de la chaux.

La chaux obtenue présente ordinairement, après qu'elle a été éteinte, une couleur rosée que n'a point celle fabriquée avec le bois; aussi pré-

fère-t-on cette dernière pour blanchir l'intérieur des habitations.

Une précaution importante dans l'arrangement de la pierre à chaux, c'est de laisser des canaux pour le tirage qui n'aient pas moins de 70 pouces carrés dans leur section horizontale et pas plus de 18 pouces de distance de l'un à l'autre; il convient aussi que les pierres qui forment la voûte, dans le voisinage de ces évens, ne soient pas trop serrées : alors, on peut arranger de la pierre calcaire jusqu'à une hauteur de 2 ou 3 pieds au-dessus des parois du four et lui donner une couverte en argile.

On s'est servi aussi de la chaleur qui règne autour du fourneau et dans la partie supérieure de la fonderie, pour faire sécher les briques après leur moulage, et cela réussit si bien, que souvent, au bout de trois jours, la dessiccation est au point désiré, et qu'on peut enlever la brique de dessus les planches.

Le sable provenant du bocardage des scories de cuivre peut être mêlé avantageusement avec l'argile.

Procédé économique pour chauffer des ateliers, fabriques, etc.

M. Bewley a imaginé de chauffer des filatures de coton par le moyen de la chaleur perdue dans la calcination de la chaux, et il y a réussi d'une manière fort avantageuse. Le four à chaux est fermé à sa partie supérieure par un couvercle en fonte de fer, du milieu duquel part un tuyau ou cheminée de même matière, qui conduit la fumée, l'acide carbonique, etc. Ce canal est entouré par un autre tuyau spacieux destiné à conduire de l'air respirable, qui s'introduit dans un espace en briques formé autour du couvercle dont nous avons parlé. Ce même canal s'élève jusqu'aux parties les plus hautes du bâtiment, et il a des ouvertures pour la sortie, dans les diverses pièces que l'on veut chauffer, de l'air dont la température a été élevée par son contact avec le tuyau rempli de fumée. Cet appareil ressemble au poêle de Perkin ; mais les avantages particuliers du procédé de M. Bewley résultent de ce qu'on peut employer le combustible le plus médiocre et le moins cher, tel que la houille sèche (*culm*), le cinder, etc., et que la chaux fabriquée paie les frais de chauffage dans le plus grand nombre de cas, et donne un bénéfice réel dans quelques autres. La chaleur est ainsi assurée dans les ateliers pendant le jour et pendant la nuit, et l'on évite des variations nuisibles dans la température ; enfin il y a toute sûreté contre l'incendie.

La filature où l'on a établi les dispositions ci-

dessus se compose de six pièces, dont les quatre supérieures sont chauffées comme nous l'avons dit; elles ont chacune 50 pieds de long sur 20 de largeur : la température moyenne est de 26° c.

Le four à chaux doit être considéré comme petit, puisqu'il n'a que 11 pieds de haut et 7 dans son plus grand diamètre. On le remplit par le haut de combustible et de pierre calcaire, et l'on retire la chaux trois ou quatre fois par vingt-quatre heures.

Sur une composition employée pour diminuer le frottement dans les machines.

(Extrait des *Archives métallurgiques*, tom. 7, p. 504.)

Un journal de Munich rapporte les résultats suivans, relatifs à l'avantage d'employer, pour diminuer le frottement dans les machines, un mélange de graisse de porc et de graphite (plombagine).

Composition. — On mêle ensemble dix parties et demie de graisse de porc pure et fondue avec deux parties de plombagine pulvérisée très-fin et tamisée.

Préparation. — On fait fondre dans une casserole, et sur un feu convenablement ménagé, la graisse dont nous venons de parler, de manière qu'elle soit maintenue parfaitement liquide : alors on y répand une pleine main de plombagine, et l'on remue avec une cuiller de

bois jusqu'à ce que le mélange soit parfait ; on ajoute encore la seconde poignée de poussière de plombagine, et l'on agite pour arriver à un mélange complet. On retire alors le vase de dessus le feu, en continuant de remuer ce qu'il contient jusqu'à son entier refroidissement.

Usage. — Cette composition est appliquée sans être chauffée, et à l'aide d'un pinceau, sur les tourillons, les dents des roues, etc.; il suffit ordinairement de graisser ainsi toutes les vingt-quatre heures.

Résultats. — Les machines employées à une affinerie de fer, un petit fourneau anglais pour refondre la fonte et une aiguiserie, coûtaient en huile, suif et poix minérale consommés, dans chaque semaine, 6 fl. 29 kr. Depuis qu'on a remplacé ces matières par la composition indiquée ci-dessus, la dépense n'est plus que d'un fl. 38 kr. Il suffit de deux livres de ce mélange pour l'affinerie, autant pour le service du fourneau, et une livre pour l'aiguiserie. L'économie qui peut résulter de l'usage de la composition que nous avons indiquée n'est point à négliger dans les usines où il y a beaucoup de machines.

Sur le traitement métallurgique des alliages de cuivre et d'argent.

Par M. P. BERTHIER.

Il semble, au premier aperçu, que rien ne soit plus facile que de séparer le cuivre et l'argent l'un de l'autre. En effet, la théorie suggère l'idée d'un grand nombre de moyens fort simples qui paraîtraient devoir conduire au but; cependant il n'en est pas ainsi. La plupart de ces moyens ont été essayés sans succès: ceux qu'on est obligé d'employer sont longs, compliqués et dispendieux, et il est certain que la séparation de l'argent d'avec le cuivre est une des opérations métallurgiques les plus embarrassantes. J'ai fait, à ce sujet, un grand nombre d'expériences de laboratoire, qui montrent à quoi tient la difficulté de cette opération, et qui sont propres à faire apprécier le mérite relatif des différens moyens que l'on a proposés et quelques autres que j'ai cru pouvoir tenter. Je vais faire connaître ces expériences et les observations qui en sont la conséquence, en examinant successivement les procédés qui sont à ma connaissance. Comme mon intention n'est pas de donner les détails techniques de ces procédés, je m'étendrai plus ou moins sur chacun d'eux, selon que cela conviendra au but que je me propose.

1°. *La coupellation* avec le plomb est un moyen extrêmement ingénieux de séparer le cuivre de l'argent. Les anciens le connaissaient, et il paraît même qu'ils n'en avaient pas d'autres. Ce moyen est simple, et ne présente aucune difficulté dans l'exécution. A la rigueur, on peut l'employer, Coupellation.

quelle que soit la proportion relative de cuivre et d'argent, et c'est ce que l'on fait dans les essais en petit; mais malheureusement son application en grand est restreinte à un certain nombre de cas par la raison d'économie; c'est ce que les considérations suivantes feront facilement concevoir. La quantité de plomb nécessaire pour faire passer à la coupelle une partie de cuivre pur n'est pas constante, elle est d'autant moins grande que la température est plus élevée; mais dans les fourneaux de coupelle ordinaires, on sait qu'elle s'élève à 16 parties (1). Quand le cuivre est allié avec l'argent, il faut beaucoup plus de plomb encore pour en déterminer l'oxidation, et il en faut d'autant plus qu'il y a plus d'argent : ainsi, pour un alliage composé de parties égales des deux métaux, on évalue la quantité de plomb nécessaire pour la coupellation à 10 ou 12 parties, c'est-à-dire à 20 ou 24 fois le poids du cuivre. Il résulte de la coupellation des litharges cuivreuses, les unes pauvres et les autres riches en argent, et des fonds de coupelles qui retiennent aussi de l'argent. Les litharges pauvres ne peuvent pas être livrées au commerce, à cause du cuivre qu'elles contiennent; il faut nécessairement les revivifier et séparer ensuite l'un de l'autre le plomb et le cuivre dont se compose l'alliage; les litharges et les fonds de coupelle qui contiennent de l'argent doivent également être revivifiés, et produisent un alliage de plomb et de cuivre dont il faut extraire l'argent, soit en coupellant de nou-

(1) Elle ne peut réellement pas être beaucoup moindre dans la coupellation en grand, parce que si pour la diminuer on élevait la température, on perdrait du plomb par volatilisation, et les litharges deviendraient si liquides, qu'elles traverseraient rapidement la sole et détruiraient le fourneau.

veau, soit par d'autres moyens. Ces diverses opérations sont longues, et occasionnent toujours des pertes considérables de cuivre, d'argent et sur-tout de plomb. Lorsque l'alliage à traiter est riche, il faut peu de plomb pour le coupeller : l'opération produit peu de litharges, et la quantité d'argent que celles-ci retiennent est très-peu considérable, comparativement à celle que contient l'alliage; mais quand, au contraire, l'alliage renferme peu d'argent, il est nécessaire d'employer beaucoup de plomb : il en résulte une quantité considérable de litharges, et la proportion d'argent qu'elles entraînent est grande, relativement à celle qui se trouve séparée de l'alliage. On voit, d'après cela, que pour extraire une partie d'argent de son alliage avec le cuivre par le procédé de la coupellation, les frais et les pertes augmentent dans une progression très-rapide avec la quantité de cuivre que contient l'alliage. L'expérience a appris que l'on ne doit jamais traiter par la coupellation des cuivres argentifères qui contiennent moins de moitié d'argent : quant à ceux qui sont plus riches, le choix de la méthode dépend des circonstances locales; mais on peut dire qu'en général la coupellation ne convient, pour des alliages qui ne sont pas très-riches, que dans les lieux où le plomb et le combustible sont abondans et à très-bas prix.

2°. Le cuivre et le plomb n'ont qu'une très-faible affinité l'un pour l'autre, il est même douteux qu'ils puissent former entre eux une véritable combinaison; car lorsqu'on les fait fondre ensemble, le culot qu'on obtient est rarement homogène, et présente presque toujours des parties d'un rouge de cuivre et d'autres qui ont la couleur du plomb, et il est d'ailleurs très-facile de sé- Liquation.

parer les deux métaux l'un de l'autre. Quand on soumet l'alliage à une chaleur modérée, suffisante seulement pour fondre le plomb, tout ce métal s'écoule et le cuivre reste à-peu-près pur : si l'alliage contient de l'argent, le plomb en entraîne une partie, et l'autre partie reste en combinaison avec le cuivre; on a donné à cette opération le nom de *liquation*. La liquation est généralement pratiquée pour traiter les cuivres argentifères pauvres, qui contiennent tout au plus 0,0075 d'argent (12 onces au quintal ancien de cuivre rouge); cette méthode a cependant de grands inconvéniens, mais on n'en a pas trouvé de meilleure : elle exige un temps très-long (il faut trois ans pour obtenir à l'état de pureté les deux métaux contenus dans l'alliage et le plomb que l'on emploie pour les séparer); elle nécessite par conséquent un capital considérable. De plus, elle est très-dispendieuse, parce qu'il se perd une grande quantité de plomb dans les différentes opérations inhérentes à la méthode : on évalue généralement cette perte à la moitié du poids de l'alliage. Enfin, elle ne donne pas tout l'argent : le cuivre en retient environ 0,0003 ($\frac{1}{2}$ once au quintal) lorsqu'il est de bonne qualité, et jusqu'à 0,0006 (1 once au quintal) quand il est très-impur. En compulsant le mémoire de M. Manès sur les usines du pays de Mansfeld (*Ann. des mines*, t. IX, p. 3), on trouve que dans ces usines, pour traiter par le moyen de la liquation 1,000^k. de cuivre noir, les consommations et les frais sont comme il suit:

Charbon de bois	mèt. 10,3	valant	134^f,80	476^f,80;
Fagots	1270	......	28,10	
Bois de corde	0,8	......	7,00	
Plomb	533k.	......	259,90	
Main-d'œuvre			47,00	

ce qui fait voir que la dépense équivaut à la valeur de 2^k,2 d'argent, et que par conséquent il n'y aurait aucun bénéfice à liquater du cuivre qui ne contiendrait pas plus de 0,0022 *de fin*. M. Napione rapporte qu'à la fonderie de Tayova, dans la Haute-Hongrie, on déduit pour les dépenses de la liquation 4 onces d'argent contenu dans chaque quintal de cuivre noir (0,0025) qu'on apporte à la fonderie, et que cependant celle-ci est en perte.

L'expérience a montré que lorsque le cuivre renferme plus de 0,006 à 0,008 d'argent, on ne peut pas en séparer ce métal par une seule liquation, et qu'il faut réitérer cette opération un certain nombre de fois, qui dépend de la richesse de l'alliage, en employant chaque fois 3 à 4 parties de plomb pour une de cuivre. M. Napione a été obligé de *rafraîchir* et de *liquater* cinq fois de suite de la monnaie de billon qui contenait environ 0,30 d'argent, pour en extraire tout ce métal. Il est évident, d'après cela, que cette méthode, déjà si peu avantageuse pour traiter des alliages pauvres, ne peut être appliquée à des alliages riches que bien rarement, et seulement dans les lieux où le plomb et le combustible sont à vil prix.

3°. On sait que l'*amalgamation* est employée depuis long-temps, avec un très-grand avantage, pour extraire l'argent des *minerais maigres*, c'est-à-dire des minerais qui ne contiennent ni cuivre ni plomb. Cette méthode paraît avoir été portée à sa perfection en Saxe. On en jugera par le tableau suivant, dans lequel j'ai consigné tous les résultats obtenus pendant le troisième trimestre de 1822, dans la belle usine d'Halsbrucke près Freyberg. Je dois la communication de ces ré- Amalgamation

sultats, qui sont officiels, à la complaisance de M. Reich, officier des mines de Saxe (1).

Pendant ce trimestre, on a traité dans l'usine

16116q. $\frac{3}{8}$	de minerai de Freyberg, contenant, d'après l'essai	6556,15 m. d'arg.
327 $\frac{7}{8}$	de minerai du Haut-Elzgebirge, contenant. .	490,6
Tot. 16444 $\frac{2}{8}$,	contenant	7047,5

Le minerai cru.	16444 quint. $\frac{2}{8}$
a successivement produit :	
Minerai grillé.	15074 quint.
Argent amalgamé.	289 quint.
Amalgame rougi.	10624 marcs.
Argent impur.	10415 marcs.

Cet argent impur contenait, d'après l'essai, argent pur. . . .	7324	11	
A soustraire pour les essais.	9	2	
A soustraire comme *remedium*	256	15	
Reste, argent pur.	7058	10	7058 marcs 10 ls.

D'après l'essai du minerai, on ne devait en avoir que 70471,5.

L'opération a donc donné 11 marcs 5 loths de plus.

Les consommations et dépenses ont été comme il suit :

(1) 1 quintal = 110 livres = 53k,845.
1 livre = 2 marcs = 32 loths : 1 loth = 4 gros.
1 écu = 24 gros : 3 écus = à-peu-près 11 fr.
1 mesure de bois = 324 pieds cubes de Leipsick.
1 boisseau de houille = 4,7 pieds cubes.
1 voie de charbon ou de tourbe = 12 corbeilles.
1 corbeille = 14 pieds cubes de Leipsick.

Opérations	Consommations et motifs des dépenses.	Dépenses.	
		écus. gros.	
Achat du minerai.	Payé aux exploitations......	57883,00	70054éc.,20g.
	Octroi royal et autres contributions..............	11919,22	
	Pour les essais.............	44,23	
	Pour le transport à l'usine...	206,23	
Grillage.	1558q. de sel marin, à 2 éc. 12 g.	3895,	7946éc.,19g.
	5 mesures de bois, à 8 éc. 8 gr.	41,16	
	5236 boiss. de houille, à 12 gros $\frac{1}{8}$.................	2645, 6	
	Aux ouvriers grilleurs.......	1175, 6	
	Aux manœuvres........	189,15	
Amalgamation.	Main-d'œuvre pour tamiser..	215, 4	1780éc.,16g.
	Main-d'œuvre pour mouler...	533,18	
	6 quint. $\frac{1}{4}$ 9 livr. de mercure perdu dans l'amalgamation, à 82 écus $\frac{1}{2}$...........	564,	
	16 quint. de plaques de fer, à 6 écus 2 gros..........	110,	
	Main-d'œuvre.........	357,18	
Distillation.	5 quint. 4 liv. de mercure perdu dans la distillation de l'amalgame.............	54,22	159éc.,6g.
	5 voies 3 corbeilles de charbon, à 5 écus 12 gros......	28,21	
	19 voies 3 corbeilles de tourbe, à 2 écus 2 gros.........	55, 8	
	Main-d'œuvre.........	20, 3	
Fusion de l'argent.	6 voies 2 corbeilles de charbon..............	33,22	77éc.,15g.
	6 voies 10 corbeilles de charbon pour les essais......	37,14	
	Main-d'œuvre.........	6, 3	
	TOTAL..........	éc. g 80,018,4	

D'après ces données, on voit :

1°. Que pour extraire l'argent de 1000 kilogrammes de minerai contenant environ 0,0019 de fin, on dépense à Freyberg 328 fr., en ayant égard à la valeur du minerai, ou 40 fr. pour tous frais de traitement, et que l'on consomme $0^{k},454$ de mercure valant $2^{f},54$. (Dans l'opération, on en emploie $14^{k},78$, mais la plus grande partie est recueillie dans la distillation);

2°. Que pour obtenir 1 kilog. d'argent, on dépense en frais de traitement 20 fr., et on consomme $0^{k},364$ de mercure;

3°. Que pour griller 1000 kilogr. de minerai, on dépense $32^{f},35$, et que l'on consomme 95 kil. de sel marin;

4°. Que pour amalgamer 1000 kil. de minerai grillé, on dépense $7^{f},10$;

5°. Que pour distiller 1000 kil. d'argent amalgamé, on dépense $36^{f},60$;

6°. Et enfin que pour fondre 1000 kil. d'amalgamé rougi, on dépense 94 francs.

On n'a fait mention dans ces calculs ni des frais d'administration, ni des dépenses d'entretien, ni de l'intérêt du capital engagé dans l'établissement, parce qu'on manquait des renseignemens nécessaires; mais il paraît que ces élémens ne modifieraient pas beaucoup le résultat final que présente le tableau.

J'ai examiné chimiquement quelques-uns des produits de l'établissement d'Halsbrucke, je vais faire connaître les résultats que j'ai obtenus, parce qu'ils sont propres à donner une idée exacte de ce qui se passe dans le travail métallurgique.

Parmi les minerais il y en a qui sont très-pyriteux et d'autres qui ne le sont presque pas. Les

minerais les moins pyriteux sont blancs ou blancs-grisâtres; ils contiennent beaucoup de quarz et de baryte sulfatée, environ 0,15 de carbonates de fer et de manganèse, des pyrites arsenicales en très-petite quantité, un peu de cuivre, et ils donnent, à l'essai, 0,0018 d'argent; lorsqu'on les fait bouillir avec de l'acide sulfurique concentré, tout le cuivre se dissout, mais la liqueur ne renferme qu'une trace d'argent.

Le mélange des divers minerais préparés dans l'usine pour être soumis au grillage est composé, indépendamment du sel marin qu'on y ajoute dans la proportion de $\frac{1}{8}$ à $\frac{1}{10}$, de :

Quarz ; Baryte sulfatée, etc.	0,278		
Carbon. de chaux	0,050		
Carbon. de magnésie	0,030		
Carbon. de manganèse	0,042		
Carbon. de fer	0,045		
Carbon. de cuivre	0,012		
Carbon. de plomb	0,040		
Fer métallique	0,197	Persulfure de fer	0,285
Soufre	0,194	Mispickel	0,198
Arsenic	0,092		
Argent	0,002		
	0,982		0,483

L'argent est amené en totalité à l'état de chlorure par le grillage; car lorsqu'on fait digérer le minerai grillé avec de l'ammoniaque, tout ce métal est dissous, et en saturant l'alcali par de l'acide nitrique, il se précipite sous forme de chlorure.

Les boues qui sortent des tonnes d'amalgamation ont donné, à l'analyse :

Matières insolubles dans les acides. .	0,446
Peroxide de fer.	0,380
Chaux, alumine, acide sulfurique. .	0,018
Oxide de cuivre.	0,010
Oxide de plomb.	0,028
Sels solubles dans l'eau.	0,100
	0,982

Elles ne produisent, à l'essai, que 0,0002 d'argent, ce qui fait voir que ce métal est très-exactement enlevé par le mercure.

L'eau d'amalgamation, dans laquelle se trouvent tous les sels solubles qui se forment dans l'opération, contient :

Sels anhydres.	Sulfate de soude	0,069 .	. 0,526
	Muriate de soude. . . .	0,019 .	. 0,143
	Muriate de magnésie...	0,009 .	. 0,067
	Muriate de manganèse. .	0,036 .	. 0,264
	Fer, cuivre, mercure.. .	0,000 .	. 0,000
		0,133 .	. 1,000

On l'emploie, dit-on, comme engrais : il serait facile d'en extraire beaucoup de sulfate de soude. On pouvait s'attendre à y trouver des sels de fer ; mais il paraît que ce métal, continuellement agité au contact de l'air, passe entièrement à l'état de peroxide, et que cet oxide est précipité par les bases plus fortes que lui, la chaux, la magnésie et le protoxide de manganèse.

Outre l'argent, l'amalgame renferme du cuivre et une trace d'autres métaux. L'amalgame qui s'écoule immédiatement des tonnes est beaucoup moins cuivreux que celui que l'on recueille par le lavage des boues dans les cuves. On a trouvé dans l'argent provenant de la distillation du premier 0,15 à 0,20 de cuivre, et dans le résidu de

la distillation du second 0,67 de cuivre sur 0,33 d'argent. Quoi qu'il en soit, on voit que tout le cuivre ne passe pas à beaucoup près dans l'amalgame : il est probable que la seule portion qui se combine avec le mercure est celle qui se trouve encore à l'état de chlorure quand le grillage est terminé.

Les grands avantages que présente l'amalgamation pour traiter les minerais maigres ont fait penser à plusieurs métallurgistes qu'on pourrait l'appliquer au traitement des alliages de cuivre et d'argent : c'est à cause de cela que j'ai cru devoir entrer dans quelques détails relativement à cette méthode. Napione dit qu'il l'a vue s'exécuter en grand sur du cuivre noir à Smoëlnitz, dans la Haute-Hongrie; mais il ne donne aucun renseignement technique et économique; il en a lui-même fait l'essai en petit sur des mattes cuivreuses qui contenaient 0,11 à 0,12 d'argent (1), et quoiqu'il ait été obligé de griller et d'amalgamer à trois ou quatre reprises, il prétend que, par ce moyen, la dépense ne s'élèverait pas au cinquième de ce que coûterait la liquation.

M. Schwartz, après beaucoup de tentatives, est parvenu à extraire complétement par l'amalgamation l'argent contenu dans les mattes cuivreuses et ferrugineuses qui proviennent des schistes bitumineux de Mansfeld, et le gouvernement saxon a fait construire, auprès de Grosörner, une usine, dans laquelle on peut amalgamer annuellement 50,000 à 60,000 kil. de matte par son procédé. L'usine a été en activité pendant quelque temps, et le procédé, mis ainsi à l'épreuve en

(1) *Journal des mines*, n°. 58, p. 791.

grand, a parfaitement réussi : M. Manès nous en a fait connaître tous les détails (1). En comparant ce procédé à la liquation, on trouve qu'il est plus expéditif, qu'il donne plus d'argent et du cuivre plus pur, mais qu'il produit une quantité moindre de ce dernier métal. Quant à la question principale, celle de la dépense, elle n'est malheureusement pas encore résolue : les travaux de l'usine ont été interrompus par suite de circonstances particulières, et l'on n'a pas encore les renseignemens économiques suffisans. La multiplicité des opérations que M. Schwarz est obligé de faire pour amener tout l'argent à l'état de chlorure et pour retirer ensuite le cuivre des boues qui contiennent beaucoup de sulfate de chaux fait craindre que sa méthode ne soit pas plus économique que la liquation; mais peut-être apprendra-t-on à la simplifier par l'usage, en évitant, par exemple, l'addition de la chaux, si cela est possible.

Scorification avec la litharge.

4°. L'affinité du cuivre et du plomb pour l'oxigène est très-peu différente : dans la coupellation, le plomb s'oxide beaucoup plus rapidement que le cuivre; le deutoxide de cuivre oxide facilement le plomb, mais il n'est ramené par ce métal qu'à l'état de protoxide; enfin, la litharge peut protoxider le cuivre; mais son action est limitée par les masses : théoriquement, il semble que 1 atome de litharge (2789,00) devrait suffire pour protoxider 2 atomes de cuivre (1582,78); mais l'expérience démontre qu'il en faut une bien plus grande quantité. J'ai chauffé 10 parties de cuivre rouge en limaille avec 2, 3, 4 et jusqu'à 10 par-

(1) *Annales des mines*, t. IX, p. 68.

ties de litharge, et j'ai toujours obtenu pour culots métalliques des alliages imparfaits de cuivre et de plomb; les scories étaient très-fluides, compactes, opaques, d'un rouge foncé et presque toujours très-cristallines. Dans l'expérience où j'ai employé 3 parties de litharge, le culot métallique pesait 10,5, et s'est trouvé composé de :

Cuivre. . . . 7,74
Plomb. 2,76;

la scorie devait par conséquent contenir environ :

0,915 d'oxide de plomb,
et 0,085 de protoxide de cuivre.

D'une part, une portion du cuivre échappe à l'action de l'oxide de plomb, à cause de la grande fusibilité de la scorie qui permet à l'alliage de se précipiter promptement au fond du creuset, et d'un autre côté cette action s'affaiblit à mesure que la proportion de protoxide de cuivre qui se combine avec l'oxide de plomb augmente, et il y a même un terme où elle devient tout-à-fait nulle.

Comme la litharge n'attaque aucunement l'argent, il est certain qu'on pourrait en séparer beaucoup de cuivre en fondant l'alliage granulé avec cette matière; mais il est évident, d'après ce qu'on vient de voir, qu'il en faudrait une très-grande quantité, d'autant plus que la forte affinité que possède l'argent pour le cuivre serait un nouvel obstacle à l'oxidation de celui-ci. Ce moyen, qui d'ailleurs ne dispenserait pas de faire une coupellation, n'est donc pas susceptible d'être employé en grand.

5°. Selon M. Andrew Thomson, on peut séparer tout le cuivre des alliages d'argent riches en les traitant par le peroxide de manganèse. Scorification avec le peroxide de manganèse.

On réduit l'alliage en lames très-minces, qu'on roule en spirale et qu'on enveloppe de peroxide de manganèse; on chauffe pendant un quart d'heure à la température de la fusion de l'argent; on mélange ensuite le tout avec trois parties de verre pilé, et l'on pousse à fusion : tout l'argent se réunit en culot, et les oxides de manganèse et de cuivre se dissolvent dans la scorie.

On parvient effectivement à affiner complétement par ce moyen de l'argent, tel que celui des monnaies, qui ne contient que 0,10 de cuivre tout au plus; il n'est pas même nécessaire pour cela de faire deux fusions, en ajoutant à l'oxide de manganèse environ la moitié de son poids de verre à pivettes et, si l'on veut, un peu de litharge, pour rendre la scorie plus fusible. En réitérant plusieurs fois la même opération, il serait évidemment possible aussi d'extraire de l'argent pur d'un alliage de cuivre quelconque; mais il y a beaucoup de motifs pour que ce procédé, que l'on n'emploiera pas dans les laboratoires, parce qu'on en a de meilleurs, ne puisse pas non plus être pratiqué en grand : d'abord, le peroxide de manganèse est une substance assez rare et chère; en second lieu, la grande masse de matière qu'il faudrait fondre occasionnerait une grande consommation de combustible; mais un inconvénient beaucoup plus grand encore, et qui paraît être inévitable, c'est que les scories retiendraient une quantité très-notable d'argent, que l'on ne pourrait en extraire qu'allié avec le cuivre. En effet, non-seulement l'argent est oxidé comme le cuivre par le peroxide de manganèse, mais lorsqu'il a été amené à cet état, un grand nombre de substances, entre autres les silicates

de cuivre et de manganèse, empêchent l'oxide de se réduire par la chaleur. J'ai chauffé à la température d'environ 60° pyrométriques,

33 gr. { 5 gr. d'argent fin en poudre, 5 gr. de peroxide de manganèse, 3 gr. de verre à pivettes, 20 gr. de litharge :

j'ai eu une scorie très-fluide, compacte, à cassure unie et luisante, opaque et d'un noir brunâtre foncé, et un petit bouton d'argent pesant seulement 0g5, : 4,g5 de ce métal étaient donc restés en combinaison dans la scorie à l'état d'oxide.

30 gr. { 10 gr. d'alliage de cuivre et d'argent contenant environ 0,13 d'argent, 10 gr. de peroxide de manganèse, 5 gr. de verre à pivettes, 5 gr. de litharge,

chauffés comme ci-dessus, ont donné une scorie bien fondue, compacte, à cassure unie, noire et un peu métalloïde, et un culot métallique blanc rougeâtre pesant 1g,20. Par la coupellation, ce culot a produit 0g,80 d'argent, la scorie devait donc en contenir environ 0g,50, c'est-à-dire plus du tiers de ce qu'en renfermait l'alliage.

6°. Le sulfate de plomb oxide très-promptement le cuivre à la chaleur rouge : Scorification avec le sulfate de plomb.

53g,73 { 15g,82 cuivre métallique en limaille. . 2 at. 37g,91 sulfate de plomb. . . . . 1 at.

se sont fondus avec effervescence et bouillonnement, et ont produit une scorie très-liquide, compacte, à cassure unie et luisante, opaque, et d'un très-beau rouge de cire à cacheter. Lorsqu'on emploie le double de sulfate de plomb, la

scorie contient du deutoxide de cuivre, et est de couleur chocolat.

Le sulfate de plomb oxide aussi l'argent; mais comme lorsqu'on a poussé à fusion, la plus grande partie de l'oxide formé se réduit, on espérait pouvoir précipiter la portion restée dans les scories par un métal plus oxidable, tel que le cuivre ou le plomb : malheureusement les choses ne se passent pas de cette manière, et les expériences qui suivent prouvent au contraire que l'oxide d'argent est retenu dans les oxides métalliques par une très-forte affinité.

16g,26 { 6g,76 d'argent fin en poudre. . . . . . 1 at.
9g,50 sulfate de plomb. . . . . 1 at.

ont donné une scorie aussi fluide que de la litharge, d'un gris sale, opaque, mate et un peu cristalline, et un culot d'argent pesant 5g,85. Il y avait donc dans la scorie 0g,91 d'argent, c'est-à-dire environ un dixième de son poids. La plus grande partie de l'argent a dû être oxidée et réduite ensuite, sans quoi il n'y aurait eu qu'une très-petite quantité de sulfate de plomb de décomposée, et la scorie ne se serait pas fondue.

30 gr. { 10 gr. alliage de cuivre contenant 0,14 d'arg.
20 gr. sulfate de plomb

ont donné une scorie très-liquide, que l'on a pu couler dans une lingotière, et un culot métallique blanc d'argent pesant 1g,10. On a refondu la scorie dans le même creuset, et on a placé par-dessus 10g. de plomb : on a eu un culot métallique pesant 10 grammes.

Le premier culot ayant été coupellé, on l'a trouvé composé de 0,78 d'argent et 0,32 de cuivre.

Le second culot n'a pu passer à la coupelle qu'avec l'addition de 10g. de plomb; il a laissé

$0^g,20$ d'argent, et il contenait $1^g.$ de cuivre et $7^g.$ de plomb.

Ainsi, au total, en employant 2 de sulfate de plomb et 2 de plomb, on a extrait de l'alliage 0,10 d'argent et 0,13 de cuivre; mais il est resté dans les scories 0,04 d'argent et 0,73 de cuivre combinés à l'état d'oxide avec 2,5 d'oxide de plomb. Ces scories réduites donneraient un alliage qui pourrait être liquaté, mais dont on ne séparerait pas tout l'argent par une seule opération, puisque ce métal s'y trouverait dans la proportion de 5 sur 95 de cuivre.

45 gr. { 15 gr. alliage de cuivre contenant 0,03 d'arg.
30 gr. sulfate de plomb,

chauffés jusqu'à fusion, ont laissé un bouton métallique pesant $0^g,20$, et contenant seulement $0^g,02$ d'argent. On a refondu la scorie dans le même creuset avec $20^g.$ de plomb, et on a eu un culot pesant $15^g.$, qui, pour passer à la coupelle, a exigé l'addition de $30^g.$ de plomb, et a produit un bouton d'argent pesant $0^g,14$: il suit de là qu'il contenait environ $3^g.$ de cuivre, et que la scorie devait encore retenir $0^g,29$ d'argent et $12^g.$ de cuivre.

J'ai essayé d'ajouter au mélange de l'alliage et du sulfate de plomb une certaine quantité de sable siliceux (environ un cinquième); mais les scories ont toujours retenu au moins le septième de l'argent contenu dans l'alliage. Dans une expérience où j'ai employé $13^g.$ de pièces de 1 fr., $19^g.$ de sulfate de plomb et $6^g.$ de quarz, j'ai obtenu immédiatement $9^g,2$ d'argent parfaitement fin.

Action du sulfate de cuivre sur l'argent.

7°. La présence de l'oxide de cuivre contribue plus que toute autre substance à empêcher la

réduction de l'oxide d'argent par la chaleur. Quand on chauffe 1 atome d'argent en poudre avec environ 1 atome de sulfate de cuivre anhydre, il y a dégagement rapide de gaz sulfureux; tout l'argent s'oxide, et la combinaison qui se produit fond et traverse le creuset beaucoup plus promptement que ne le fait la litharge. Quand on ajoute une certaine quantité de deutoxide de cuivre pour diminuer la fusibilité, lors même que la matière reste pâteuse, elle attaque très-fortement le creuset, et le pénètre totalement si l'on ne se hâte de le retirer du feu aussitôt que la réaction a eu lieu.

Action du deutoxide de cuivre sur l'argent.

8°. Le deutoxide de cuivre oxide l'argent aussi facilement que le sulfate, et est ramené à l'état de protoxide par l'action de ce métal. Un mélange, à parties égales d'argent en poudre et de deutoxide de cuivre, est à peine chauffé au rouge, que tout l'argent est oxidé, et que la matière, devenue liquide comme de l'eau, passe à travers le creuset.

Action du minium sur l'argent.

9°. Enfin, l'argent est oxidé aussi par le minium, et l'oxide formé reste en partie combiné avec la litharge que le minium produit. On a chauffé jusqu'au rouge, en graduant la chaleur avec ménagement, 1g. d'argent en poudre et 25g. de minium. La matière est devenue promptement très-fluide, mais n'a pas traversé le creuset: elle ressemblait à de la litharge, mais sa couleur tirait plutôt sur le jaune verdâtre que sur le rouge : il y avait au fond du creuset un bouton d'argent du poids de 0g,5; il y en avait donc une quantité égale en combinaison avec la litharge.

Lorsque l'on chauffe un alliage de cuivre et d'argent avec du minium, une partie de l'argent

s'oxide et reste dans les scories, quoique le culot métallique que l'on obtient contienne une certaine quantité de plomb.

35 gr. { 10 gr. d'un alliage de cuivre conten. 0,14 d'arg.
25 gr. de minium

ont produit une scorie cristalline, opaque, d'un vert foncé terne, et un culot composé de 5,65 de cuivre, $0^g,65$ de plomb et $0^g,90$ d'argent : la scorie contenait par conséquent $0^g,5$ d'argent.

L'argent se comporte avec un grand nombre de matières oxidantes comme le plomb, métal avec lequel il a d'ailleurs beaucoup d'autres analogies, et son oxide est un fondant beaucoup plus actif encore que la litharge.

L'oxide d'argent, une fois qu'il est combiné avec d'autres oxides, résiste à l'action des métaux plus oxidables que lui et de tous les réductifs ; ou bien il ne s'en réduit qu'une portion, qui est à-peu-près proportionnelle à celle des autres oxides qui se réduisent en même temps, et l'autre portion reste dans les scories. Cette propriété mérite d'être remarquée, parce qu'elle rend raison d'un grand nombre de faits métallurgiques, et parce qu'elle est la cause des grandes difficultés que l'on éprouve à séparer complétement l'argent de toutes les matières cuivreuses.

J'ai chauffé 20^g. d'une scorie argentifère, composée de 0,40 de protoxide de cuivre et 0,60 d'oxide de plomb avec 1^g. de charbon en poudre, j'ai obtenu un culot de cuivre un peu plombeux, du poids de 4 grammes.

J'ai fondu 20^g. de la même scorie avec 5^g. de fer métallique en limaille, il en est résulté un culot rouge grisâtre, qui pesait 7^g., et qui conte-

nait 4g. de plomb et 3g. de cuivre; dans les deux essais, la scorie retenait un peu d'argent.

Sulfuration par le soufre.

10°. Il y a long-temps que l'on sait employer le soufre pour séparer l'argent de l'or. M. Napione a proposé, à la fin du siècle dernier, de se servir du même agent pour séparer le cuivre de l'argent (1). Il a fait l'essai de son procédé sur de la monnaie de billon, qui contenait environ 0,25 de fin, et il a obtenu un alliage à 0,75 d'argent, et une matte dans laquelle il n'y avait plus que 0,11 de ce métal; mais il a reconnu que l'on ne pouvait séparer exactement les deux métaux l'un de l'autre, et que ce moyen ne pouvait servir qu'à concentrer une bonne partie de l'argent dans un nouvel alliage susceptible d'être passé immédiatement à la coupelle, sauf à traiter ensuite la matte d'une manière convenable, et la meilleure lui a paru être l'amalgamation. J'ai chauffé

32 gr. { 30 gr. de pièces de 1 fr. laminées, avec
2 gr. de soufre,

il s'est formé un culot pesant 21g., qui contenait 20g,15 d'argent et 0g,85 de cuivre, et une matte, dans laquelle il devait y avoir, d'après cela, 7g. d'argent sur 2g,2 de cuivre.

29g,5 { 25g. de cuivre contenant 0,14 d'argent et
4g,5 de soufre

ont donné un culot métallique d'un blanc pâle, pesant 5g,2, et composé de 2g. d'argent et de 3g,2 de cuivre, et une matte qui devait contenir 1g,5 d'argent sur 18g,3 de cuivre : ainsi l'alliage obtenu n'était pas assez riche pour mériter d'être

(1) *Journal des mines*, no. 58, p. 791.

coupellé, quoiqu'il pesât cinq fois moins que l'alliage employé.

11°. La pyrite de fer ordinaire agit sur les alliages de cuivre et d'argent à-peu-près comme le soufre pur. **Sulfuration par les pyrites.**

12°. Le cuivre a plus d'affinité pour le soufre que le plomb, car ce dernier métal est sans action sur le sulfure de cuivre; cependant il paraît qu'il est impossible de désulfurer complétement la galène par le cuivre, il se forme toujours en même temps un alliage des deux métaux, et une matte, qui est composée de sulfure de cuivre et de sous-sulfure de plomb. **Sulfuration par la galène.**

63g,4 { 50g. de galène. . . . . 1 at.
13g,4 de cuivre rouge . . 1 at.,

pouvant donner le sulfure double PS+CS, ont été chauffés dans un creuset brasqué à la température d'environ 60° pyr.; le culot obtenu a pesé 60g,50: ainsi il y a eu perte de 2g,9 par volatilisation. Le culot se composait de 20g. de plomb un peu cuivreux et d'une matte lamelleuse grise, semblable à de la galène : cette matte pesait 40g,50, ce qui prouve qu'elle devait contenir beaucoup de sulfure de plomb; car 13g,4 de cuivre ne donneraient que 16g,8 de sulfure; de plus, il est évident que le plomb ne pouvait y être qu'à l'état de sous-sulfure.

76g,80 { 50g. de galène. . . . . . . 1 at.
26g,8 de cuivre rouge . . 2 at.

chauffés à la même température que l'essai précédent, ont donné un culot de plomb bien ductile, pesant 38g., et une matte semblable pour l'aspect au sulfure de cuivre. Le culot de plomb contenait 2g,6 de cuivre et 35g,4 de plomb; il

devait par conséquent y avoir dans la matte 30^{g}. de sulfure de cuivre et 7 à 8^{g}. de sous-sulfure de plomb, en supposant qu'il y ait eu une légère perte par volatilisation.

Comme l'argent pur n'est pas sulfuré par la galène, on pouvait espérer qu'en fondant du cuivre argentifère avec cette matière on concentrerait tout le métal fin dans du plomb un peu cuivreux, mais susceptible de passer à la coupelle : en conséquence, on a fait les essais suivans, qui ont montré qu'il reste toujours dans les mattes une quantité d'argent variable, mais que l'on ne peut jamais négliger, et qui est même quelquefois considérable.

$12^{g},25$ { 10^{g}. pièces de 1 fr. laminées,
$2^{g},5$ de galène,

ont donné un culot métallique pesant $10^{g},8$, et qu'on a trouvé composé de $8^{g},60$ d'argent, $0^{g},50$ de cuivre et $1^{g},70$ de plomb : d'après cela, la matte devait retenir $0^{g},40$ d'argent.

27 gr. { 10 gr. de cuivre contenant 0,14 d'argent,
17 gr. de galène,

chauffés dans un creuset brasqué, ont donné un culot pesant $26^{g},4$, formé de $14^{g},3$ de plomb un peu cuivreux et d'une matte pesant $12^{g},1$, et qui ne retenait que $0^{g},014$ d'argent.

50 gr. { 10 gr. de cuivre contenant 0,14 d'argent,
20 gr. de galène,
20 gr. de plomb,

ont donné un culot de plomb très-peu cuivreux, pesant 32^{g}., et une matte dans laquelle on a trouvé par la coupellation $0^{g},30$ d'argent.

30 gr. { 10 gr. de cuivre contenant 0,03 d'argent,
20 gr. de galène

ont donné un culot de plomb qui pesait 11g,1, et qui contenait 0g,24 d'argent et 1g. de cuivre, et une matte qui retenait 0g,06 d'argent.

70 gr. { 10 gr. de cuivre contenant 0,03 d'argent,
20 gr. de galène,
40 gr. de plomb

ont donné un culot de plomb pesant 50g., et une matte dans laquelle on n'a trouvé, par la coupellation avec du plomb, que 0g,0025 d'argent.

La galène ne peut donc pas servir pour séparer immédiatement tout l'argent du cuivre par simple sulfuration; mais on verra plus tard qu'il est très-probable qu'en procédant d'une autre manière cet agent pourrait être employé avec grand avantage pour traiter les cuivres argentifères.

Le sulfure d'argent joue, par rapport aux sulfures de cuivre et de plomb, le même rôle que l'oxide d'argent par rapport aux oxides de ces deux métaux, et il est même plus difficile de séparer complétement l'argent d'une matte sulfureuse que d'une matière oxidée.

11 gr. { 10 gr. de sulf. de cuiv. contenant 0,008 d'arg.
1 gr. de nitre

ont donné un bouton de cuivre rouge, pesant 0g,27, et une matte. Le bouton de cuivre, coupellé avec 5g. de plomb, a laissé 8 millig. d'argent, c'est-à-dire le dixième de ce qu'en contenait le sulfure.

31g,5 { 30g. du même sulfure,
1g,2 de carbonate de soude,
0g,3 de poussière de charbon

ont produit 1g. de cuivre rouge et une matte

cristalline, d'un gris sombre. On a trouvé par la coupellation que le bouton de cuivre contenait 12 millig. d'argent. La matte ayant été refondue avec 2g. de carbonate de soude et 0g,4 de charbon, on a eu 2g. de cuivre rouge, qui renfermait 20 millig. d'argent et une seconde matte, dans laquelle se trouvait la plus grande partie de l'argent.

14g,2 { 10g. du même sulfure,
4g. de carbonate de soude,
0g,2 de poussière de charbon

ont donné un culot de cuivre pesant 1g., qui ne contenait que 10 millig. d'argent, et une matte dans laquelle il devait y avoir sept fois autant de ce métal.

Grillage et fusion alternative des mattes cuivreuses argentifères.

13°. Jars, ayant remarqué que le cuivre métallique que l'on trouve çà et là dans les tas de minerais pyriteux grillés à Chessy contient une quantité notable d'argent, quoique le minerai n'en renferme qu'une trace, en conclut que l'on pourrait, en grillant imparfaitement et fondant alternativement une pyrite cuivreuse argentifère, concentrer tout l'argent dans une très-petite masse de cuivre; mais il s'est convaincu en même temps que pour extraire par ce moyen tout l'argent du minerai, il faudrait réitérer les mêmes opérations un grand nombre de fois; ce qui occasionnerait une très-grande consommation de combustible et des pertes importantes sur les métaux (1).

Grillage et fusion avec matières plombeuses.

14°. Crammer fondait le cuivre argentifère déjà liquaté avec des pyrites, puis il refondait la matte crue avec des scories, des matières plombeuses

(1) *Voyages métallurgiques*, t. 3, p. 264 et 281.

et du fer métallique; il en résultait une nouvelle matte et un alliage de plomb et de cuivre argentifère; il soumettait cet alliage à la liquation pour en séparer le cuivre, et il coupellait le plomb; il faisait griller la seconde matte à 4 ou 5 feux, mais avec de grandes précautions, afin de ne pas en séparer trop de soufre; il fondait cette matte rôtie au fourneau à manche, et elle produisait du cuivre plombifère qui contenait encore beaucoup d'argent et une troisième matte, que Crammer traitait pour cuivre noir, quoiqu'elle retînt encore une quantité très-notable d'argent (1). On voit par ces exemples avec quelle opiniâtreté l'argent est retenu par les métaux sulfurés.

15°. Jars a conseillé de traiter les minerais de cuivre sulfurés ou les mattes cuivreuses argentifères avec de la litharge au four à réverbère, en chauffant d'abord avec ménagement, pour minéraliser, dit-il, une partie du plomb par le moyen du soufre contenu dans les minerais ou dans la matte; puis, ajoutant de la poussière de charbon et de la chaux, et élevant la température pour réduire le reste de la litharge, d'où il résulterait, selon lui, du plomb cuivreux qui entraînerait la plus grande partie de l'argent et des mattes, dans lesquelles il y aurait encore une certaine quantité de ce métal (2). Mais il paraît que Jars n'a fait pas l'essai de ce procédé; car il aurait vu que la litharge n'agit pas sur le sulfure de cuivre comme il le pense. Sulfure de cuivre argentifère et litharge.

La litharge décompose le sulfure de cuivre; le cuivre est oxidé au minimum, le soufre se dégage

(1) *Voyages métallurgiques*, t. 3, p. 271.
(2) *Voyages métallurgiques*, t. 3, p. 274.

à l'état d'acide sulfureux et il se produit une quantité de plomb pur correspondante à la quantité de cuivre et de soufre brûlés; mais jamais il ne se forme de sulfure de plomb. L'action de la litharge est d'ailleurs faible, ou plutôt très-limitée, parce qu'elle devient nulle dès que l'oxide de plomb se trouve combiné avec une certaine quantité de protoxide de cuivre. J'ai fondu :

sulfure de cuivre. . .	10g. —	10g. —	10g.
avec litharge	20 —	100 —	250 ;

les scories étaient vitreuses, d'un beau rouge vif, et j'ai eu, dans la première expérience, un mélange de sulfure de cuivre et d'un peu de plomb; dans la seconde, un culot de plomb surmonté d'une petite quantité de sulfure de cuivre, et pesant ensemble 28g, et dans le troisième, un culot de plomb tout pur, qui pesait 38g,50.

Dans la méthode de Jars, il serait donc superflu d'ajouter du charbon, cette addition serait même nuisible; ce serait une véritable scorification. Pour obtenir tout l'argent du sulfure par une seule opération, il faudrait employer vingt-cinq fois son poids de litharge, ce qui serait fort dispendieux, et l'on aurait ensuite à coupeller environ quatre fois son poids de plomb. Si l'on employait moins de litharge, il resterait des mattes moins riches peut-être que le sulfure, mais dont on serait obligé d'extraire l'argent par un moyen quelconque : cette méthode n'est donc pas praticable.

Sulfure de cuivre argentifère et sulfate de plomb.

16°. On pourrait scorifier complétement une partie de sulfure de cuivre avec 10 parties de sulfate de plomb; mais alors tout l'argent se

trouverait à l'état d'oxide dans la scorie, et l'on a vu qu'il serait fort difficile de l'en extraire.

17°. Le sulfure et le deutoxide de cuivre réagissent l'un sur l'autre à une température peu élevée : quand on les mélange dans le rapport de leurs atomes, ils se réduisent en totalité en cuivre rouge ; quand on emploie 2 atomes de deutoxide pour 1 atome de sulfure, le tout se transforme en protoxide. Le protoxide de cuivre est peu fusible, mais si l'on y ajoute une certaine quantité d'oxide de plomb, il devient parfaitement liquide. D'après cela, j'ai essayé de fondre du sulfure de cuivre argentifère avec un mélange de deutoxide de cuivre, ou du même sulfure changé en deutoxide par le grillage, et de litharge ou de galène; mais dans toutes les expériences que j'ai faites, les scories ont toujours retenu beaucoup d'argent. Sulfure de cuivre argentifère et deutoxide de cuivre avec matières plombeuses.

53 gr. { 10 gr. de sulfure de cuivre conten. 0,10 d'arg.
25 gr. de deutoxide de cuivre,
18 gr. de litharge

se sont parfaitement fondus à la chaleur de 60°. pyr. On a eu une scorie compacte, éclatante, d'un très-beau rouge et un culot métallique rouge pâle, pesant 3g. Ce culot, soumis à la coupellation, n'a laissé que 0g,60 d'argent, tandis que le sulfure en contenait 1g.

126 gr. { 10 gr. du même sulfure,
80 gr. de deutoxide de cuivre,
36 gr. de galène

se sont facilement liquéfiés et ont donné une scorie compacte, d'un très-beau rouge, et un bouton de cuivre du poids de 1g, qui ne contenait que 2 décigrammes d'argent.

Dans un troisième essai, où l'on a employé un peu plus de galène, il est resté le sixième de l'argent dans les scories, quoique la quantité de cuivre produite fût de 15 parties pour 10 de sulfure.

Sulfure de cuivre argentifère grillé et galène.

18°. Si l'argent contenu dans les matières oxidées était moins difficile à réduire, on aurait eu un moyen très-simple de le concentrer en entier dans une petite quantité de cuivre, en oxidant d'abord l'alliage et en le fondant ensuite avec de la galène; ce moyen aurait pu être d'autant plus avantageux qu'il aurait servi en même temps à désulfurer la galène et à en extraire l'argent.

69g,55 { 39g,64 de deutoxide de cuivre. . . 4 at.
29g,91 de galène. . . . . 1 at.

ont réagi promptement l'un sur l'autre; il y a eu grand dégagement d'acide sulfureux, et la matière est facilement entrée en pleine fusion. Elle se composait d'un culot de cuivre rouge pur, pesant 7g. et d'une scorie compacte, vitreuse, d'un beau rouge foncé et un peu métalloïde. Il s'est probablement volatilisé du soufre dans le commencement de l'opération, sans quoi on aurait obtenu deux fois plus de cuivre, puisqu'on aurait dû avoir 2 atomes d'acide sulfureux, 1 atome d'oxide de plomb, 2 atomes de protoxide de cuivre et 1 atome de cuivre métallique. Les scories devaient être composées d'environ 28g. d'oxide de plomb et 32g. de protoxide de cuivre. Elles auraient indubitablement retenu de l'argent, si les matières employées dans l'expérience en eussent contenu; mais peut-être que la quantité en aurait été assez peu considérable pour qu'on pût l'extraire par une seule liquation, quelle qu'ait été la richesse de la galène et du deutoxide

de cuivre. Il serait utile de faire l'essai de ce moyen en grand, en employant des minerais de cuivre sulfuré ou de cuivre gris très-argentifères grillés au four à réverbère.

Coupellation directe du sulfure de cuivre argentifère avec du plomb.

19°. On coupelle facilement le sulfure d'argent avec trois fois son poids de plomb et même avec moins. Le cuivre pur en exige environ 16 fois son poids; mais il devient infiniment plus oxidable lorsqu'il est combiné avec le soufre : aussi peut-on coupeller le sulfure de cuivre avec une proportion de plomb beaucoup moindre. A la rigueur, 2 parties suffisent lorsque la chaleur est très-forte; mais alors la coupelle se couvre d'une croûte épaisse de scories presque jusqu'à son centre, et elle se fend presque toujours. Avec 3 parties, la matière forme promptement un bain à surface plane, qui ne tarde pas à se découvrir au centre, et qui se coupelle facilement et très-promptement; il y a des scories sur les bords, mais le fond est parfaitement uni. Avec quatre parties, il y a moins de scories, et avec cinq parties il n'y en a souvent pas du tout. Quand le sulfure de cuivre contient une forte proportion d'argent, l'opération marche mieux encore, et l'on peut employer moins de trois parties de plomb.

L'argent que l'on obtient ainsi est pur et forme un bouton très-net; mais il en reste toujours dans les scories et dans le fond de coupelle une quantité très-notable, qui, d'après ce qu'on a vu plus haut, s'y trouve probablement à l'état d'oxide. Cette quantité est d'autant plus grande que la matte est plus riche, mais elle n'est pas à beaucoup près proportionnelle à cette richesse : en sorte que plus la matte est pauvre et plus est

grande la quantité d'argent qui reste dans les scories proportionnellement à celle que l'on obtient sur la coupelle. J'ai coupellé

8 gr. { 2 gr. 6 gr. } 10 gr. { 2 gr. de sulfure de cuivre contenant 0,015 d'argent, 8 gr. de plomb,

et j'ai obtenu, dans diverses opérations 20 à 25 milligr. d'argent, c'est-à-dire des deux tiers aux $\frac{3}{4}$ du total. Dans un essai qui n'avait produit que 20 milligr., j'ai fondu la coupelle pulvérisée avec trois fois son poids de flux noir, et j'ai soumis l'alliage qui en est résulté à la coupellation avec quantité suffisante de plomb : le grain d'argent qui est resté pesait 10 milligr., qui, ajoutés aux 20 milligr. déjà obtenus, donnent le total contenu dans la matte.

5g. d'une matte contenant 0,64 d'argent ont été coupellés avec 6g. de plomb, l'opération n'a présenté aucune difficulté, et elle a donné 1g,82 d'argent : il a dû, par conséquent, rester dans la scorie 0g,10 de métal ; c'est le dix-neuvième du total.

La coupellation directe du sulfure de cuivre argentifère avec trois ou quatre parties de plomb ne serait donc pas un moyen rigoureux d'en faire l'essai en petit ; mais il serait possible que, dans plusieurs circonstances, on trouvât de l'avantage à l'exécuter en grand, et alors l'emploi du soufre pour enrichir les alliages deviendrait fort commode : il conviendrait de faire l'opération dans un fourneau à sole de marne fortement tassée ; on aurait soin de repousser fréquemment les scories de la circonférence au centre, et de les plonger de temps en temps dans le bain métallique : comme la plus grande partie du cuivre s'oxide

pendant le grillage du sulfure, on pourrait enlever le plomb au moment où il serait complétement découvert et brillant, et en achever la coupellation dans un autre fourneau : alors l'opération se ferait en deux parties, dont la première serait analogue à ce qu'on appelle en docimasie une *scorification*. J'ai trouvé par expérience que quand on coupelle du sulfure de cuivre avec trois parties de plomb, il reste encore au moins la moitié de ce métal au moment où le grillage s'achève, et que le bain contient environ 0,09 de cuivre, ou le cinquième de ce qu'en renfermait le sulfure : d'après cela, les matières oxidées qui restent sur la coupelle au même moment doivent être composées d'à-peu-près 0,66 d'oxide de plomb et 0,34 d'oxide de cuivre.

Ce résultat fait voir que l'on pourrait commencer la coupellation avec plus de trois parties de plomb sans consommer une plus forte proportion de ce métal, pourvu que l'on chargeât la coupelle d'une nouvelle dose de sulfure aussitôt que le bain serait découvert. Cette manière de procéder serait peut-être préférable à la première, parce que l'œuvre ne s'enrichirait que peu-à-peu, et parce que la matière argentifère présenterait une plus grande surface de contact au plomb et au vent qui devrait en opérer l'oxidation.

Quant aux divers produits de la coupellation, il faudrait les classer suivant leur richesse pour en extraire l'argent. La plupart seraient susceptibles d'être liquatés après avoir été réduits, et donneraient du cuivre pur et du plomb argentifère, qui servirait pour de nouvelles opérations. Les premiers produits seraient les plus riches, et souvent on ne pourrait pas en retirer

tout l'argent par la liquation : alors ils donneraient un cuivre argentifère, qu'il faudrait soumettre à de nouvelles opérations métallurgiques ; mais, dans ce cas, je crois qu'il serait préférable de les traiter par l'acide sulfurique de la manière qui sera décrite plus loin ; la plus grande partie de l'argent se dissoudrait probablement avec le cuivre ; on le précipiterait par ce métal, l'on ferait cristalliser le sulfate de cuivre, et s'il restait de l'argent dans le sulfate de plomb, rien ne serait plus aisé que de l'en extraire : l'acide sulfurique combiné au plomb serait perdu; mais c'est un inconvénient qu'il ne me paraît pas possible d'éviter.

Coupellation des alliages de cuivre et d'argent avec de la galène et du plomb.

20°. La galène, mêlée avec à-peu-près son propre poids de plomb, se transforme en sous-sulfure en se combinant avec ce métal. Le sous-sulfure de plomb passe très-bien à la coupelle, et perd tout son soufre long-temps avant que l'opération soit terminée (1); d'un autre côté, on a vu que le cuivre décompose la galène en grande partie, et qu'il en résulte une matte composée de sulfure de cuivre et de sous-sulfure de plomb. Il était naturel de penser, d'après cela, que le cuivre rouge, et à plus forte raison les alliages de cuivre et d'argent, pourraient se coupeller directement avec un mélange de galène, auquel on ajouterait une certaine quantité de plomb beaucoup moindre que celle qui aurait été nécessaire sans la présence de la galène. L'expérience a pleinement confirmé cette conjecture,

14 gr. { 2 gr. de cuivre rouge,
4 gr. de galène,
8 gr. de plomb

(1) *Annales des mines*, t. 5, p. 334.

se sont coupellés comme du sulfure de cuivre et de plomb : il y avait des scories brunes mamelonnées sur les bords de la coupelle ; et sur le fond, qui était uni, on apercevait dans une fissure un très-petit grain d'argent qui provenait de la galène.

La coupellation peut même s'effectuer sans difficultés avec une proportion moindre de plomb. Avec

11 gr. { 2 gr. de cuivre,
4 gr. de galène,
5 gr. de plomb,

elle a eu lieu de la même manière que dans l'essai précédent, et il n'est pas resté du tout de cuivre au fond de la coupelle.

Pour savoir si la totalité de l'argent de l'alliage pouvait être immédiatement séparée du cuivre par ce moyen, j'ai coupellé

11 gr. { 2 gr.
4 gr.
7 gr.

11 gr. { 2 gr. d'un alliage contenant 0,14 d'argent,
4 gr. de galène,
5 gr. de plomb.

Les deux essais ont très-bien marché, et ils ont donné chacun un bouton d'argent pesant 29 centig. : on a trouvé, par la voie humide, que ces boutons contenaient encore un peu de cuivre, mais en quantité très-petite : il s'ensuit que le fond de coupelle et les scories ne devaient pas retenir sensiblement d'argent.

J'ai encore coupellé

8 gr. { 2 gr. d'alliage contenant 0,90 d'argent,
2 gr. de galène,
4 gr. de plomb,

j'ai obtenu 1g,76 d'argent pur ; il n'en restait donc que très-peu dans la coupelle.

Enfin, j'ai essayé de diminuer la proportion du plomb pour coupeller les alliages riches.

30 gr. { 10 gr. d'un alliage contenant 0,90 d'argent,
10 gr. de galène,
10 gr. de plomb,

se sont coupellés sans difficulté; la coupelle n'était pas gercée et ne contenait pas de scories, et l'argent est resté tout-à-fait pur.

Il résulte des expériences que je viens de rapporter, que la galène est un des meilleurs agens dont on puisse se servir pour traiter les alliages de cuivre et d'argent par la voie sèche. L'emploi de cette matière est d'autant plus avantageux que lorsqu'elle est elle-même argentifère, on en extrait l'argent dans l'opération. Comme les scories, les litharges et les fonds de coupelles contiendraient beaucoup d'acide de cuivre, on serait nécessairement obligé de les réduire et de liquater l'alliage pour obtenir le cuivre pur; l'alliage étant peu riche, le plomb entraînerait tout l'argent, et l'on n'éprouverait par conséquent aucune perte sur ce métal. Ce procédé, qui paraît devoir être fort simple et peu dispendieux, mérite, ce me semble, d'être essayé par les métallurgistes qui ont à leur disposition de la galène argentifère et des alliages de cuivre et d'argent, ou des minerais de cuivre argentifères.

Coupellation du sulfure de cuivre argentifère avec la galène et du plomb.

21°. J'ai voulu voir si le sous-sulfure de plomb ne pourrait pas servir tout aussi bien que le plomb métallique à la coupellation du sulfure de cuivre; en conséquence, j'ai placé dans une coupelle

10 gr. { 2 gr. de sulfure de cuivre contenant 0,015 d'arg.
4 gr. de galène } 8 gr. de sous-sulfure de plomb,
4 gr. de plomb }

et je me suis convaincu que l'essai marchait absolument de la même manière que lorsqu'on emploie quatre parties de plomb sans galène : la coupelle n'était pas du tout fondue ; mais je n'ai obtenu que 23 millig. d'argent : ainsi il en est resté 7 mill. (plus du cinquième) dans le fond de coupelle.

22°. La séparation de l'argent d'avec le cuivre étant toujours longue et difficile par la voie sèche, on a songé dès long-temps à l'opérer par la voie humide, en imitant ce que l'on fait souvent en petit dans les laboratoires ; on a proposé successivement l'acide nitrique et l'acide sulfurique : il y a effectivement des localités où ces deux acides peuvent être employés avec beaucoup d'avantage, et comme le prix en diminue tous les jours, il est probable que l'usage s'en propagera. **Traitement des alliages de cuivre et d'argent par l'acide nitrique ;**

L'acide nitrique de force ordinaire attaque très-facilement le cuivre et l'argent, même à froid ; les deux sels qui se forment sont très-solubles : on en précipite l'argent par une portion de l'alliage, s'il est suffisamment cuivreux ; en sorte que l'on ne consomme que la quantité d'acide nécessaire pour dissoudre le cuivre ; cette quantité peut être évaluée à sept ou huit parties d'acide à 1,25 de densité pour une partie de cuivre. Si, comme de savans praticiens l'assurent, on peut, par des moyens simples, ramener à l'état d'acide nitrique le gaz nitreux qui se dégage, la consommation serait diminuée d'un tiers. Ce procédé très-simple est excellent et doit être employé de préférence à tous les autres pour traiter des alliages un peu riches par-tout où l'acide nitrique est à bas prix ; c'est

le seul qui soit pratiqué à Birmingham, la ville du monde où l'on fabrique la plus grande masse d'objets en cuivre plaqué et argenté. Malheureusement on ne peut l'employer actuellement nulle part en France, parce que le nitre de l'Inde, qui est reçu en Angleterre presque sans rien payer, n'entre en France que chargé de droits exorbitans qui maintiennent cette matière à un prix très-élevé.

On peut extraire l'acide nitrique du nitrate de cuivre par le moyen de l'acide sulfurique; mais cela ne se fait jamais à Birmingham, parce que les grandes fabriques qui se sont élevées dans cette ville pour préparer des couleurs cuivreuses, et entre autres des cendres bleues, avec les sels qui proviennent du traitement des matières argentifères, préfèrent pour cet usage le nitrate de cuivre au sulfate, et paient le premier beaucoup plus cher qu'elles ne paieraient le dernier. Cette circonstance contribue à rendre l'emploi de l'acide nitrique très-avantageux. On voit ici un exemple frappant du secours mutuel que peuvent se prêter divers genres d'industrie. En Angleterre, ce secours ne manque jamais quand il est possible, parce que lorsqu'un produit secondaire quelconque d'une fabrique peut être de quelque utilité, il est aussitôt mis à profit.

Traitement des alliages de cuivre et d'argent par l'acide sulfurique.

23°. On sait que l'acide sulfurique concentré et bouillant attaque le cuivre et l'argent : cet acide peut donc servir, comme l'acide nitrique, à séparer ces deux métaux l'un de l'autre. Bucholz a le premier proposé de l'employer en grand, et il a recherché, par des expériences faites avec beaucoup de soin sur un des alliages au titre de 0,63, quelle serait la consommation de l'acide,

et quel devait être son degré de concentration pour qu'il agisse avec le plus d'efficacité sur l'alliage. Comme l'acide sulfurique est maintenant à très-bas prix, ce moyen paraît, au premier coup-d'œil, devoir être très-économique ; mais l'expérience a fait voir qu'il présente dans l'exécution des difficultés difficiles à vaincre, et qui en restreignent beaucoup les avantages : aussi, jusqu'à présent, on ne l'a employé que dans un petit nombre d'endroits. On tient généralement secrets les détails du procédé ; mais nous devons à M. Karsten une relation circonstanciée d'un essai qu'il a fait sur 50 kilog. de billon (*Archives métallurgiques*, t. 6, pag. 370), dans laquelle on trouve tous les renseignemens essentiels. C'est de cette relation que j'ai extrait ce qui suit.

Théoriquement, pour dissoudre 1 atome de cuivre, il faut 4 atomes d'acide sulfurique, d'où il suit qu'une partie de cuivre en poids exige un peu plus de 3 parties d'acide sulfurique au maximum de concentration. L'argent en exige un peu moins de son propre poids. Mais dans la réalité, on ne parviendrait pas à dissoudre ces métaux si l'on n'employait que la quantité d'acide rigoureusement calculée, il faut nécessairement que celui-ci soit en excès. L'acide le plus concentré possible n'est pas celui qui agit le mieux sur le cuivre et sur l'argent : il convient de le mêler, en commençant, avec la moitié de son poids d'eau.

Le sulfate de cuivre, étant peu soluble dans les liqueurs acides, se dépose promptement au fond des vases, pêle-mêle avec des grains d'alliage qu'il défend contre l'action de l'acide, avec de l'argent précipité par le cuivre, et avec du sulfate d'argent qui, ne s'étant pas trouvé en contact immédiat avec

le cuivre, n'a pas été réduit : lorsqu'on étend d'eau pour dissoudre le sulfate de cuivre, tout l'argent est précipité, et il n'en reste pas la plus petite trace dans la liqueur, si l'opération n'a pas été trop loin ; mais le dépôt retient du cuivre. Il paraît qu'il contient aussi des sulfates ; car si on le fond avec de la potasse, on trouve dans la scorie une certaine quantité de sulfure d'argent que l'on ne doit pas négliger.

La dissolution de l'alliage n'ayant lieu qu'à la température de l'ébullition de l'acide ne peut s'effectuer que dans des vases très-résistans et inattaquables : on se sert de chaudières de platine ou de plomb. Les chaudières de plomb sont sensiblement attaquées et sujettes à se percer et à se fondre ; les chaudières de platine ne laisseraient rien à désirer si elles n'exigeaient pas l'emploi d'un capital aussi considérable.

M. Karsten a pris 100 parties (108 marcs, poids de Cologne) de monnaie de billon au titre de 0,208 ; il a fait rougir les pièces pour les débarrasser des matières grasses dont elles étaient enduites, et il les a placées dans une cuvette en plomb criblée de petits trous, et soutenue par trois pieds peu élevés au milieu d'une chaudière aussi en plomb ; puis il a versé dans la chaudière d'abord 150 parties d'eau et ensuite 300 parties d'acide sulfurique concentré, au lieu de 260, qui rigoureusement auraient pu suffire ; il s'est développé une très-grande chaleur, mais la dissolution n'a cependant commencé à s'opérer que lentement. Au bout de trois heures, il a chauffé le liquide jusqu'à l'ébullition, et l'a maintenu dans cet état pendant trente-quatre heures, en remuant fréquemment les pièces avec une barre de cuivre,

et en ajoutant de temps à autre un peu d'eau pour empêcher la dissolution de trop s'épaissir. Au bout de ce temps, l'action de l'acide avait presque entièrement cessé; les pièces n'étaient pas dissoutes en totalité, mais elles étaient toutes fortement attaquées, et la plupart étaient tombées au fond de la chaudière, en passant à travers les trous de la cuvette : alors il a versé sur la matière une quantité d'eau distillée chaude, suffisante pour dissoudre tout le sulfate, et il a recueilli par la filtration l'argent pulvérulent que la liqueur tenait en suspension : cette liqueur ne renfermait pas la plus petite trace de sulfate d'argent.

Les dissolutions ayant été alternativement concentrées et mises à cristalliser à plusieurs reprises ont produit 183 parties de sulfate de cuivre, équivalant à 56,9 de cuivre, et 223 parties d'eau-mère contenant encore 12,1 de cuivre et 115 parties d'acide sulfurique concentré : il s'était donc dissous 69 parties de cuivre, et comme l'alliage employé en renfermait 79,2 parties, il devait en rester 10,2 parties avec l'argent. En calculant la quantité d'acide sulfurique contenue dans la dissolution, on trouve un déficit d'environ 2 pour 100, qui paraît provenir de ce qu'il se forme du sulfate de plomb et du sous-sulfate d'argent et de cuivre, qui restent dans le dépôt.

On a fondu ce dépôt dans un creuset avec de la potasse; on en a obtenu, outre un culot métallique, une scorie noire qui contenait du sulfure d'argent; pour réduire ce sulfure, on a délayé la scorie dans l'eau, et on a fondu le résidu avec de la potasse et un peu de nitre. On a eu en total

un alliage pesant 31,4 parties, et qui contenait 20,3 d'argent 10,2 de cuivre et 0,9 de plomb; il en résulte que la perte d'argent a été de 6 pour 1000 d'alliage et de 3 pour 100 d'argent.

M. Karsten fait observer que l'attaque des alliages, sur-tout de ceux qui ne sont pas très-riches, se ferait beaucoup plus facilement et plus promptement en employant 5 à 6 parties d'acide sulfurique : la dépense ne serait d'ailleurs pas plus grande, puisque l'excès d'acide se retrouverait dans les eaux-mères et pourrait servir à dissoudre une autre partie d'alliage. Il pense aussi que l'on ne peut opérer avec quelque sécurité qu'en employant des vases de platine ou des vases de terre capables de contenir de l'acide sulfurique bouillant : malheureusement les premiers sont fort chers, et l'on sait que l'on n'a pas encore réussi à fabriquer des vases de terre qui remplissent la condition qui paraît nécessaire.

Traitement du sulfure de cuivre argentifère par grillage et lexiviation.

24°. Si l'on commençait par sulfurer les alliages de cuivre et d'argent, il serait possible d'en extraire beaucoup de cuivre, et par conséquent de concentrer l'argent dans une petite quantité de ce métal, en traitant la matte comme on traite le sulfure de cuivre lorsqu'on veut en fabriquer du sulfate sans employer d'acide sulfurique, c'est-à-dire en grillant la matière, réduite en poudre fine, dans un four à réverbère, à une température convenablement modérée, la lavant dans l'eau pour dissoudre le sulfate formé, grillant de nouveau le résidu, etc.; mais comme il serait nécessaire de répéter ces opérations un grand nombre de fois, les manipulations seraient longues et exposeraient à perdre beaucoup d'argent.

25°. Il serait certainement préférable de griller les mattes aussi complétement que possible, c'est-à-dire de manière à oxider tout le cuivre, en faisant en sorte cependant de ménager la chaleur avec le plus grand soin, afin d'éviter, autant que cela se peut, la décomposition du sulfate qui se forme, et de faire bouillir la matière grillée avec de l'acide sulfurique. S'il se dissolvait de l'argent avec le cuivre, ce qui arriverait peut-être, on le précipiterait par une portion de l'alliage non sulfuré ou par du cuivre pur. En suivant ce moyen, on économiserait une grande quantité d'acide sulfurique, et l'on n'éprouverait aucune des difficultés que l'on rencontre dans le traitement direct de l'alliage par cet acide. J'entrerai dans quelques détails relativement à ce procédé dans l'article suivant, qui a pour objet l'examen des moyens qu'on pourra appliquer au traitement des minerais d'argent de Sainte-Marie.

Traitement du sulfure de cuivre argentifère grillé par l'acide sulfurique.

Essais sur le cuivre gris de Sainte-Marie-aux-Mines (département du Haut-Rhin);

Par M. P. BERTHIER.

La découverte des mines de Sainte-Marie remonte à une date très-ancienne. L'exploitation de ces mines, fréquemment abandonnée et reprise, a eu des époques très-florissantes. Dans ces derniers temps, elle languissait entre des mains inhabiles sans donner aucun produit. Grâce à M. l'ingénieur Voltz, une société composée d'un petit nombre d'actionnaires riches et éclairés a entrepris de la relever et de lui rendre son ancienne splendeur. Les premiers travaux ont eu le résultat le plus heureux : la société a eu le bon

esprit de confier la direction de l'établissement à un homme capable et très-instruit, M. l'ingénieur Combes; tout maintenant fait espérer que l'entreprise aura un plein succès.

Les mines de Sainte-Marie produisent principalement du plomb, de l'argent, du cuivre et de l'arsenic; elles renferment aussi des filons de cobalt exploitables, et dont la reprise sera d'autant plus avantageuse, que cette substance, dont on fait maintenant une grande consommation pour peindre la faience et la porcelaine, ne se trouve dans aucune autre partie de la France.

Le cuivre provient d'une seule espèce minérale, le *cuivre gris*, qui contient en même temps de l'argent, de l'arsenic, etc. Le traitement métallurgique de cette espèce étant compliqué et difficile, j'ai entrepris de la soumettre à divers essais dans le but de faciliter aux exploitans le choix du meilleur procédé : c'est là aussi ce qui m'a déterminé à réunir dans l'article précédent tout ce qui concerne les moyens de séparer le cuivre de l'argent. Je vais faire connaître le résultat de mes recherches : je commencerai par rapporter l'analyse du minerai; j'examinerai ensuite ses propriétés et les différentes méthodes que l'on peut employer pour en faire l'essai, et je terminerai en comparant entre eux les procédés métallurgiques par lesquels on pourra le traiter en grand.

Gisement. On trouve le cuivre gris, à Sainte-Marie, dans différens filons : le filon principal porte le nom de *Gabe-gottes;* c'est le seul que l'on exploite actuellement. Le minerai y est disséminé dans du quarz, sous la forme de grains ou d'amas amorphes; on le rencontre aussi quelquefois cristal-

lisé en tétraèdres très-éclatans et diversement modifiés ; mais les beaux cristaux sont assez rares. Le minerai amorphe est d'un gris de fer médiocrement éclatant, à cassure inégale, fragile et facile à pulvériser. Lorsqu'on le chauffe dans un tube fermé par un bout, il se fond au rouge naissant, et il s'en dégage du réalgar, qui se dépose sur les parois du tube : la matière fondue diffère peu, pour l'aspect, du minerai luimême. Par le grillage, il donne beaucoup d'acide sulfureux et d'acide arsénieux. L'analyse qu'on en a faite a donné le résultat suivant : Caractères.

Composition.

Cuivre	0,392	0,970
Arsenic	0,250	
Fer	0,045	
Antimoine	0,045	
Soufre	0,228	
Argent	0,010	

D'après ce résultat, il est probable que tous les métaux, ainsi que l'arsenic, sont, dans ce minéral, combinés avec du soufre ; savoir, le cuivre avec un atome, l'arsenic, le fer et l'argent avec deux atomes et l'antimoine avec trois atomes, du moins la proportion du soufre trouvée par l'analyse s'accorde bien avec cette supposition : alors la combinaison principale du cuivre gris de Sainte-Marie serait le sulfure double de cuivre et d'arsenic AS^2+2CuS. On pourrait encore supposer que ce minerai renferme un arsenio-sulfure de cuivre, représenté par la formule CuA^2+3CuS^2, mêlé avec du mispickel et avec du sulfure d'antimoine; mais dans cette hypothèse, qui est moins vraisemblable que la première, la proportion du soufre, telle qu'on l'a trouvée, serait trop forte de 0,02 à 0,03. Quoi qu'il en soit d'ailleurs, il paraît évident que l'élément essentiel de ce cuivre gris

n'est pas le cuivre pyriteux, comme plusieurs minéralogistes l'ont prétendu, puisque cette espèce ne pourrait s'y trouver que dans la proportion de 0,15 tout au plus. La proportion de l'argent est très-variable; elle s'élève quelquefois jusqu'à 0,0125, et j'ai vu des échantillons de minerai dans lesquels elle n'était que de 0,005 : cela vient de ce que ce métal est en partie à l'état natif; on le voit quelquefois sous cet état en fils contournés au milieu du minerai, et l'on sait que les mines de Sainte-Marie en ont produit des masses considérables à différentes époques.

Quand on chauffe le cuivre gris de Sainte-Marie en vases clos, le sulfure d'arsenic qu'il renferme ou qui se forme par la réaction de l'arsenic sur le bisulfure de cuivre se volatilise et se dégage en quantité d'autant plus grande que l'on chauffe plus fortement. En opérant sur 100 grammes dans un creuset brasqué à la chaleur blanche, la perte de poids est de 0,24 au moins, elle s'élève quelquefois jusqu'à 0,39; mais il paraît qu'alors le minerai renferme un mélange d'arsenic libre, ce qui ne doit pas surprendre, puisque l'arsenic natif se trouve en abondance dans des filons voisins de ceux qui recèlent le cuivre gris. Quelque forte que soit la chaleur, on ne parvient jamais d'ailleurs à expulser tout l'arsenic; la matière fondue en retient toujours 0,04 à 0,05, et quelquefois davantage. On a trouvé dans un morceau de cette matière :

Composition du minerai fondu.

Cuivre	0,520	1,000
Arsenic	0,040	
Fer	0,065	
Antimoine	0,060	
Argent	0,012	
Soufre, quarz et perte	0,303	

Tous les élémens y sont sans aucun doute à l'état de sulfure au minimum.

Il est possible de coupeller directement le minerai cru de Sainte-Marie, et à plus forte raison le minerai fondu : l'essai passe avec trois parties de plomb ; mais il n'est jamais exact, parce que la coupelle reste chargée de scories. Pour que l'opération réussisse bien, il faut employer au moins six parties de plomb : on place une certaine quantité de ce métal dans la coupelle, et quand elle est fondue, on y ajoute le minerai enveloppé dans le reste du plomb ; on voit d'abord la matière fumer et s'envelopper d'une flamme légère, puis le bain se couvrir de scories ; mais à mesure que l'opération avance, celles-ci se dissipent, et alors le reste de la coupellation a lieu comme celle du plomb pur. Si l'on retire la coupelle au moment où la surface du bain est devenue tout-à-fait nette, on trouve que la quantité de plomb qui s'est oxidée est égale à environ une fois et demie le poids du minerai, et que le dixième à-peu-près du cuivre que renfermait celui-ci est allié avec le plomb restant. Quoique ce mode d'essai ne présente aucune difficulté, il est cependant préférable de commencer par scorifier dans un têt à rôtir, jusqu'à ce que le métal soit réduit à-peu-près à la moitié de son poids, et de coupeller ensuite le résidu ; on est sûr alors que les scories ne retiennent que fort peu d'argent.

Coupellation directe. Scorification avec du plomb.

La fusion avec la litharge est un moyen facile d'essayer le cuivre gris, et c'est aussi le plus exact ; mais il faut employer une proportion de litharge très-grande : j'ai trouvé, par expériences, que cette proportion doit être de 20 parties au moins. On

Scorification avec de la litharge.

mêle bien les deux matières, et l'on chauffe graduellement le mélange dans un creuset de terre jusqu'à la chaleur blanche ; il se fond très-facilement, sans aucun boursoufflement, et il devient liquide comme de l'eau : on obtient des scories brunes, compactes, opaques, à cassure luisante, et un culot de plomb homogène, ductile, qui pèse environ quatre fois autant que le minerai employé dans l'essai, et qui passe à la coupelle sans produire de scories. Lorsqu'on ajoute au minerai moins de 20 parties de litharge, la fusion est d'abord tranquille ; mais au moment où l'on donne le coup de feu, la matière éprouve un bouillonnement et un boursoufflement considérables, qui peuvent en faire passer une partie par-dessus les bords du creuset ; le culot métallique pèse moins de quatre fois autant que le minerai, et d'autant moins que la proportion de litharge a été plus faible, et il se compose de plomb ductile surmonté d'une matte qui a l'aspect du minerai fondu, mais qui en diffère réellement beaucoup, car il renferme une grande quantité d'arsenic et très peu de soufre. Le mélange de plomb et de mattes se coupelle avec formation de scories, et le plus souvent il y a une perte d'argent très-notable : cette perte a lieu uniquement dans la coupellation ; car je me suis assuré que les scories qui proviennent de la fusion avec la litharge ne contiennent pas la plus petite trace d'argent.

Fusion avec les flux alcalins. De quelque manière que l'on traite le cuivre gris par le carbonate de soude ou par le flux noir, on ne peut pas en extraire du cuivre rouge; c'est toujours de l'arséniure de cuivre qui se produit, et la plus grande proportion qu'on puisse

en obtenir est de 0,35 : l'on arrive à cette proportion quand on emploie au moins parties égales de flux noir et de minerai. Il est probable que tout l'argent se trouve concentré dans cet arséniure; mais il serait plus difficile de l'en séparer que du minerai lui-même.

Fusion avec du nitre.

En chauffant du cuivre gris réduit en poudre avec du nitre, il y a déflagration vive, très-lumineuse, accompagnée de fumée arsenicale, mais sans boursoufflement, et, en donnant un coup de feu, le tout devient promptement extrêmement liquide. En ajoutant au nitre une ou deux fois son poids de carbonate de soude calciné, la déflagration est tempérée, et l'on ne court aucun risque de perte. Si pour une partie de minerai on emploie plus de deux parties de nitre, il n'y a pas de culot métallique; si l'on en emploie moins d'une partie, on a un culot grisâtre, cassant, qui est un arséniure de cuivre; mais si la proportion de nitre est d'environ un et demi, on obtient un culot de cuivre rouge, qui pèse d'autant moins que l'on a ajouté plus de nitre, et dans lequel tout l'argent du minerai doit se trouver concentré. Ce culot est recouvert d'une scorie vitreuse, opaque, d'un rouge de cire à cacheter, par-dessus laquelle on voit une matière saline, translucide, légèrement verdâtre, qui paraît n'être autre chose que du sulfate de potasse. Par ce procédé, on pourrait déterminer avec assez de promptitude et de facilité la quantité d'argent contenue dans un minerai de cuivre gris.

Grillage.

Le grillage du cuivre gris est facile à opérer, pourvu qu'on ait l'attention de ménager beaucoup la chaleur au commencement, afin d'éviter l'agglomération. Le minerai cru donne une fu-

mée arsenicale très-abondante à la première impression du feu : peu-à-peu cette fumée se dissipe, et elle est remplacée par des vapeurs d'acide sulfureux; vers la fin, il faut chauffer jusqu'au blanc naissant. La matière bien grillée est brune et pulvérulente; elle ne contient plus de soufre, et son poids est d'environ les 0,73 du poids du minerai. Le minerai auquel on a fait subir une fonte crue est encore plus facile à griller, parce qu'il est moins fusible; il ne perd que 0,05 à 0,06 de son poids dans l'opération. Le minerai grillé se compose de deutoxide de cuivre, d'oxide d'antimoine et de peroxide de fer en partie combinés avec de l'acide arsénique, d'argent qui s'y trouve pour la plus grande partie, et peut-être en totalité à l'état d'oxide, ainsi que je le prouverai bientôt, et de matières pierreuses qui proviennent, soit du schlich dont le lavage est rarement parfait, soit du vase dans lequel on a effectué le grillage.

Minerai grillé et flux noir.

En fondant du minerai grillé avec quatre fois son poids de flux noir, on obtient un culot de cuivre d'un rouge pâle tirant sur le blanc, et qui contient de l'antimoine et de l'arsenic; on aurait la même combinaison métallique si l'on réduisait en grand le minerai grillé, soit au fourneau à manche, soit au fourneau à réverbère. Si l'on coupelle le culot avec environ dix fois son poids de plomb, l'essai réussit très-bien.

Minerai grillé et acide sulfurique.

Le minerai grillé est facilement attaqué par l'acide sulfurique étendu d'environ son volume d'eau, sur-tout à l'aide de la chaleur; tout le cuivre se dissout, ainsi que la plus grande partie de l'argent (les quatre cinquièmes à-peu-près), et le résidu, qui est d'un blanc sale, contient tout le fer, tout l'antimoine et tout l'arsenic avec les

matières pierreuses et un peu d'argent : si le grillage n'a pas été complet, il renferme aussi la portion de minerai qui n'a pas été oxidée; le poids de ce résidu s'élève ordinairement à 0,27 ou 0,28. J'ai essayé de le faire bouillir avec de l'acide sulfurique concentré et avec un mélange d'acide sulfurique concentré et de nitre, dans l'espoir d'en séparer tout l'argent; mais je n'ai pu en enlever qu'une quantité insignifiante, ce qui prouve que ce métal est retenu dans les oxides avec lesquels il se trouve par une combinaison très-forte. Il résulte de ces faits que l'argent doit être à l'état d'oxide dans le minerai grillé; mais, pour lever tout doute à cet égard, j'ai essayé si ce métal pourrait se dissoudre dans un acide faible et incapable de lui céder de l'oxigène; j'ai employé l'acide acétique ordinaire, et j'ai vu qu'effectivement cet acide dissout beaucoup d'argent, quoiqu'en quantité moindre que l'acide sulfurique. Pour extraire l'argent contenu dans le résidu que laisse ce dernier acide, je l'ai mêlé avec son poids de litharge, et j'ai réduit le mélange dans un creuset brasqué à une température peu élevée, ce qui m'a donné un culot pesant 0,85, composé de grosses grenailles d'un gris de plomb, cassantes et grenues, recouvertes d'une petite quantité de scories d'un noir métalloïde. La partie métallique, soumise à la scorification, a produit des scories brunes très-antimoniales et du plomb ductile, dont la coupellation n'a présenté aucune difficulté. La scorie antimoniale, réduite au creuset brasqué, se change en plomb aigre très-riche en antimoine.

L'oxidation de l'argent dans le grillage du cuivre gris est une chose remarquable. J'ai déjà

fait voir dans le mémoire précédent que ce métal s'oxide dans un grand nombre de circonstances par la voie sèche, et que son oxide peut subsister à une très-haute température lorsqu'il est combiné avec un certain nombre de substances; comme ce fait est très-important pour l'art métallurgique, je vais rapporter ici de nouveaux exemples qui viendront à l'appui de ceux que j'ai déjà cités, et qui achèveront en même temps de faire connaître les propriétés du minerai de Sainte-Marie.

Minerai cru et sulfate de plomb.

50 gr. { 10 gr. de cuivre gris en poudre, 40 gr. de sulfate de plomb

ont réagi promptement l'un sur l'autre, et ont produit un culot métallique, gris et très-fragile, et une scorie bien fondue, compacte, noire et opaque. Le culot, coupellé avec 30g. de plomb, a laissé 0g,026 d'argent. La scorie ayant été réduite par 60g. de flux noir, auxquels on a ajouté 50 g. de litharge, on a eu du plomb ductile, qui, par la coupellation, a produit 0g,030 d'argent, c'est-à-dire presque autant que le culot métallique.

Minerai grillé et minerai fondu.

8 gr. { 6 gr. minerai grillé, 2 gr. minerai fondu,

chauffés à 60° pyrom., ont donné un culot de cuivre rouge pesant 138 et une scorie bien fondue, d'un brun foncé presque noir et un peu métalloïde. Dans un essai, cette scorie a retenu un cinquième de l'argent, et dans un autre un quarantième seulement.

J'ai chauffé à la même température un mélange de

Minerai grillé, litharge, verre et charbon.

25g,8 { 10g,0 minerai grillé, 10g,0 litharge, 5g,0 verre à pivettes, 0g,8 charbon en poudre :

j'ai obtenu un culot de plomb pesant 7g. et une scorie très-bien fondue, compacte, vitreuse, brune et à cassure conchoïde éclatante. Le culot s'est bien coupellé avec addition d'une petite quantité de plomb. La scorie, fondue avec trois fois son poids de flux noir et deux fois son poids de litharge, a donné un culot de plomb, dans lequel on a trouvé, par la coupellation, une quantité d'argent équivalente au quinzième environ de ce qu'en contenait le minerai.

Minerai grillé, verre et charbon.

20g,5 { 10g,0 de minerai grillé,
10g,0 de verre à pivettes,
0g,5 de charbon,

ont été chauffés dans un creuset non brasqué à la température d'un essai de fer : on a eu un bouton de cuivre rouge pesant 1g,5, enveloppé d'une matte grise pesant 0g,7, et une scorie compacte, vitreuse, éclatante, opaque et d'un beau rouge de foie. Le bouton de cuivre a donné 0g,056 d'argent, et la matte 0g,014; total, 0g,070 : tandis que le minerai employé en contenait plus de 0g,130; il a donc dû en rester beaucoup dans la scorie.

Minerai grillé, minerai cru et verre.

22 gr. { 10 gr. de minerai grillé,
2 gr. de minerai cru,
10 gr. de verre à pivettes,

ont été chauffés comme dans l'expérience précédente. On a obtenu du cuivre rouge et une scorie homogène, vitreuse, brune. Le cuivre rouge a donné 0g,118 d'argent, et la scorie environ 0g,020; total, 0g,138. Le mélange du minerai grillé et du minerai cru devait en contenir plus de 0g,190; il semble donc que, dans cet essai, non-seulement il est resté de l'argent dans la scorie, mais encore qu'il s'en est volatilisé une quantité considérable.

On a fait chauffer à la chaleur de 60° un mélange de

Minerai cru, peroxide de manganèse et verre.

40 gr. { 10 gr. minerai cru,
20 gr. peroxide de manganèse,
10 gr. verre à pivettes.

Ce mélange s'est fondu avec un grand dégagement de vapeurs arsenicales. On a projeté sur le bain 20g. de plomb pauvre et on a donné un coup de feu. La fusion a été complète, et on a eu un culot de plomb pesant 14g, et une scorie compacte, à cassure luisante, opaque et d'un noir foncé. Le plomb a très-bien passé à la coupelle, et a laissé 0g,041 d'argent. Comme le minerai en contenait 0g,055, la scorie devait en retenir 0g,014. Dans une autre expérience, où l'on a employé un mélange de 10g. de galène et 10g. de litharge au lieu de plomb, la perte d'argent n'a été que d'un douzième.

Enfin, on a fondu à la température d'un essai de fer dans un creuset non brasqué :

Minerai cru, peroxide de manganèse, litharge et verre.

42 gr. { 10 gr. de minerai cru,
20 gr. de peroxide de manganèse,
10 gr. de verre à pivettes,
2 gr. de litharge :

il en a résulté un culot métallique gris pesant 3g., et une scorie vitreuse, compacte, d'un rouge brun et opaque. Le culot n'a pu passer à la coupelle qu'à l'aide d'une addition de 11g. de plomb, et il n'a produit que 0g,040 d'argent; tandis que le minerai employé en contenait 0g,090.

C'est la propriété qu'a l'argent de résister à l'action d'un grand nombre d'agens, même les plus énergiques, lorsqu'il est combiné dans les matières oxidées, ainsi que dans les sulfures et dans les arséniures, qui fait que le traitement de

ces minerais est en général si long, si difficile et si dispendieux.

Maintenant que les propriétés du cuivre gris de Sainte-Marie sont bien connues, je vais passer à l'examen des procédés métallurgiques par lesquels on pourra essayer de le traiter en grand, en ne m'arrêtant qu'à ceux qui me paraissent offrir quelques chances de succès; mais je dois d'abord faire une observation importante.

On prétend avoir remarqué que dans les usines où l'on traite du cuivre gris arsenifère, lorsqu'on passe le minerai au fourneau à manche pour lui faire subir ce qu'on appelle une *fonte crue*, l'arsenic qui se volatilise entraîne avec lui une quantité d'argent très-notable. Si ce fait est réel, il faut en conclure que l'argent perdu provient, du moins pour la plus grande partie, d'une certaine portion de minerai qui est emportée, à l'état de poussière très-fine, par le vent des soufflets et par la vapeur abondante qui se forme presque tout-à-coup; car, dans tous les essais que j'ai faits, j'ai constamment retrouvé dans les minerais fondus au milieu de la brasque de charbon, à très-peu près, tout l'argent que contenait le minerai cru dont ils provenaient. D'après cela, il est probable que l'on atténuerait la perte que l'on éprouve au fourneau à manche en enveloppant le schlich de scories, ou, mieux, en l'agglomérant en boules ou en briques par le moyen d'un lait de chaux. La perte serait peut-être encore moindre si l'on fondait dans un four à réverbère, qui présenterait l'avantage de ne point exposer le minerai au courant d'air. Quoi qu'il en soit, c'est une opération qu'il ne paraît pas possible d'éviter, quel que soit le procédé métallurgique que l'on adopte. On

Fonte crue.

pourrait, à la vérité, griller immédiatement le minerai cru; mais outre que cette opération serait excessivement dangereuse, puisque les ouvriers, obligés de tenir les portes du fourneau ouvertes et d'agiter sans cesse le schlich, se trouveraient exposés à l'action de vapeurs arsenicales très-épaisses, on n'éviterait pas l'inconvénient que l'on redoute; car il se dégage à-peu-près autant d'arsenic dans le grillage que dans la fusion, et la perte d'argent doit être la même dans les deux cas. Lorsque le minerai a subi une fonte crue, le grillage n'est guère plus pénible que celui du cuivre sulfuré. J'ai constaté d'ailleurs par expérience que, dans des essais faits sur plus de 50g. de matière, il ne se perd pas une quantité appréciable d'argent dans le grillage.

Liquation. En réduisant le minerai de Sainte-Marie grillé, soit au fourneau à manche, soit au fourneau à réverbère, on aurait un cuivre antimonial et arsenical, duquel on pourrait extraire l'argent par le moyen de la liquation; mais comme ce cuivre contiendrait, terme moyen, 0,02 de fin, il faudrait lui faire subir la même opération au moins deux fois; ce qui entraînerait dans des dépenses d'autant plus considérables, que le plomb a une grande valeur en France (70 fr. les 100 kil.), et que le bois est très-rare et très-cher aux environs de Sainte-Marie.

Amalgamation. On pourrait soumettre à l'amalgamation le minerai fondu en le grillant avec du muriate de soude, suivant la méthode décrite dans les *Annales*, t. 9, pag. 68; mais on a vu qu'il n'est pas encore constaté que cette méthode ait de l'avantage sur la liquation, et il y a de plus à observer que l'énorme impôt que le sel supporte

en France en interdit presque l'usage dans les arts.

Scorification par la litharge.

On ne doit pas songer à scorifier le minerai avec de la litharge, puisqu'il faudrait en employer au moins vingt fois son poids.

Scorification par le plomb.

Mais je pense qu'il sera bon d'essayer si la scorification avec du plomb réussit aussi bien en grand qu'en petit : bien entendu qu'on ferait d'abord subir au minerai une fonte crue ; on réduirait les scories, etc., on liquaterait l'alliage, etc. (Voyez pour les détails le paragraphe 19 du mémoire précédent.)

Grillage et fusion avec du plomb, etc.

M. Karsten a proposé de griller le minerai dans un four à réverbère, d'ajouter du plomb métallique lorsque le grillage serait terminé, et de donner alors un fort coup de feu pour faire entrer toutes les matières en fusion. M. Karsten suppose que tout l'argent serait entraîné par le plomb; mais, d'après ce qu'on a vu, il est probable qu'il en resterait au contraire beaucoup dans les scories. Si ce moyen réussissait, il y aurait de l'avantage à substituer au plomb un mélange de galène argentifère et de litharge riche, matières dont on aura toujours une grande quantité dans les usines de Sainte-Marie ; il en résulterait que le mélange serait plus intime, que le plomb, se trouvant, à l'état naissant, en contact avec l'argent, le recueillerait plus exactement, et que l'on gagnerait tous les frais que le traitement de la galène aurait exigés.

Grillage et fusion avec de la galène.

Si l'on fondait 100 parties de minerai grillé, représentant 130 à 140 parties de minerai cru avec son propre poids de galène, on aurait trente-cinq parties d'une substance métallique grise, cassante, qui paraît être principalement composée de sulfure de cuivre, et une scorie très-fusible. La plus grande partie de l'argent

serait concentrée dans la matière métallique, et la scorie en retiendrait assez peu pour que l'on pût l'en extraire en totalité par la liquation de l'alliage qu'elle produirait au fourneau de réduction. S'il ne fallait pour coupeller directement la matière métallique que trois ou quatre fois son poids de plomb, ou 100 à 140 parties, on n'emploierait au total, par ce moyen, que 100 de galène et 100 à 140 de plomb pour traiter 100 de minerai grillé ou 130 à 140 de minerai cru; mais les opérations seraient un peu compliquées, et l'essai en grand peut seul faire connaître si elles n'entraîneraient pas dans des dépenses trop considérables.

Cuivre noir avec galène et plomb.

Le minerai fondu donnerait, par le grillage et la réduction, à-peu-près 60 pour 100 de cuivre antimonial argentifère, analogue à ce qu'on appelle ordinairement du *cuivre noir*. En passant ce cuivre à la coupellation avec 2 parties de galène et 2 et demie à 3 parties de plomb, comme on a vu que cela peut se faire avec le cuivre pur (*Mémoire précédent*, § 20), on consommerait 120 de galène et 150 à 180 de plomb pour 100 de minerai fondu, qui représentent 130 à 140 de minerai cru. Il est probable que la présence de l'antimoine ne serait pas un obstacle au succès de l'opération, parce que ce métal décompose la galène comme le cuivre, et que son sulfure a la propriété de former une combinaison très-fusible avec la litharge. Si les scories ne contenaient pas plus d'argent dans le travail en grand que dans les essais en petit, on le retirerait en entier par la liquation, et en triant avec soin les matières tout-à-fait pauvres, elles donneraient du plomb propre à être livré au commerce; tandis que celui que l'on retirerait des scories argentifères

pourrait être mêlé avec la galène pour traiter le cuivre noir.

Comme on exploitera à Sainte-Marie une très-grande quantité de galène dont il faudra extraire l'argent, ce procédé pourrait offrir de l'avantage; tout porte à croire au moins qu'il serait beaucoup plus économique que la liquation : le cuivre noir devrait être granulé immédiatement après la coulée.

Par tous les moyens qui viennent d'être exposés, le cuivre, après qu'on en aurait séparé l'argent, resterait, au moins, pour la plus grande partie, allié avec une certaine quantité d'antimoine, d'arsenic et de plomb : il faudrait le raffiner; ce raffinage serait long et occasionnerait un déchet considérable, parce qu'on ne peut pas scorifier les métaux étrangers sans oxider en même temps beaucoup de cuivre. En revivifiant les scories, on obtiendrait un nouvel alliage, duquel on pourrait sans doute extraire encore beaucoup de cuivre, mais non sans de grandes difficultés. Toutes ces opérations, outre qu'elles seraient coûteuses, donneraient nécessairement lieu à des pertes assez grandes, et il est probable que, quoi qu'on fasse, le cuivre le mieux raffiné ne serait pas de première qualité.

Traitement du minerai grillé par l'acide sulfurique.

Ces motifs, et d'autres encore que les détails dans lesquels je vais entrer feront apprécier, me portent à croire que le traitement par l'acide sulfurique, semblable à celui que j'ai essayé en petit (pag. 48), sera le procédé le plus avantageux que l'on puisse appliquer au minerai de Sainte-Marie.

Après avoir fondu le schlich, on le réduirait en poudre fine sous des meules, puis on le gril-

lerait dans un four à réverbère, de manière à chasser tout le soufre et à oxider complétement le cuivre; on bluterait la matière grillée, et on écraserait les parties qui auraient pu s'agglomérer; ensuite on placerait cette matière dans des chaudières de cuivre avec de l'acide sulfurique tel qu'il sort des chambres de plomb, et une certaine quantité d'eau que l'expérience ferait connaître; on chaufferait jusqu'à l'ébullition, soit à l'aide d'un foyer, soit par le moyen de la vapeur, et quand la combinaison de l'oxide de cuivre avec l'acide sulfurique aurait eu lieu, on étendrait d'une quantité suffisante d'eau pour tenir tout le sel en dissolution à la température de l'atmosphère; on laisserait la liqueur s'éclaircir, et quand elle serait clarifiée, on la soumettrait à l'évaporation en y tenant plongés des barreaux de cuivre pour précipiter l'argent qu'elle contiendrait : de cette manière, on obtiendrait immédiatement ce métal à l'état métallique et très-pur; on ferait cristalliser la liqueur suffisamment concentrée, et les eaux-mères, très-acides, serviraient pour une nouvelle opération. Mais il se présente une difficulté; on a vu que les quatre cinquièmes de l'argent que renferme le minerai grillé peuvent se dissoudre dans l'acide sulfurique; on a un grand intérêt qu'il en reste le moins possible dans le résidu antimonial; si l'on se sert de chaudières de cuivre, tout l'argent ne sera-t-il pas réduit pendant le traitement par l'acide sulfurique, et mêlé avec ce résidu, de telle manière qu'on ne puisse pas l'en extraire par un triage mécanique? Cela paraît très-vraisemblable : comme cet inconvénient serait fort grand, il y aura à rechercher si la dissolution

ne peut pas s'opérer dans des vases non réduisant, tels que des cuves en bois que l'on chaufferait par le moyen de la vapeur : autrement je ne verrais pas d'autre moyen que d'employer des chaudières argentées, ce qui ne me paraît pas impraticable.

Le minerai fondu contenant environ moitié de son poids de cuivre, pour traiter 100$^{k.}$ de cette matière, on consommerait théoriquement 63$^{k.}$ d'acide sulfurique anhydre, ou environ 110$^{k.}$ d'acide tel qu'il sort des chambres de plomb, et on obtiendrait 200$^{k.}$ de sulfate de cuivre en cristaux. Cela résulte de la composition du sulfate de cuivre anhydre, qui est telle qu'il suit :

	Cuivre..	0,3970	deutoxide........	0,4973	
0,4012	Oxigène.	0,1003			
	Oxigène.	0,1003	oxigène.....	0,1003	ac. sulf. 0,5027
	Oxigène.	0,2006	acide sulfureux.....	0,4024	
	Soufre...	0,2018			

et de ce que le sulfate cristallisé contient 0,3606 d'eau, et par conséquent 0,2539 de cuivre métallique. Les 63$^{k.}$ d'acide sulfurique anhydre, d'après le prix actuel de l'acide à 66°, ne valent pas plus de 20 à 25 francs ; mais cette dépense ne serait qu'une avance, car tout l'acide se trouverait combiné avec le cuivre dans le sulfate, et dans cet état, il est probable qu'on le vendrait même plus cher que l'acide pur : en effet, la vallée du Rhin renfermant une multitude de fabriques de toiles peintes, entre autres celles de Mulhausen, on doit y faire une grande consommation de sulfate de cuivre : cette matière trouverait donc des débouchés faciles. En supposant qu'il fallût décomposer tout le sulfate de cuivre pour en extraire le métal, et que tout l'acide fût perdu, la dépense ne serait

pas encore aussi forte par ce procédé que par le procédé de la liquation; car on a vu qu'il faudrait liquater au moins deux fois: il en résulterait donc que l'on perdrait au moins 50k. de plomb pour traiter 100k. de minerai fondu : or, 50k. de plomb valent actuellement au moins 30 à 35 fr.

Si l'on voulait extraire le cuivre métallique du sulfate, je ne crois pas que l'on dût suivre la méthode ancienne, qui consiste à précipiter par la ferraille, à fondre ensuite avec des scories, etc.; il vaudrait beaucoup mieux sans doute employer le moyen que j'ai proposé pour réduire le sulfate de plomb. (*Annales des mines*, t. VIII, p. 175.) Ce moyen est fondé sur la propriété qu'ont le sulfure et le sulfate de plomb, ou le sulfure et l'oxide, de se décomposer mutuellement : or, je me suis assuré que le sulfure de cuivre se comporte de la même manière avec le sulfate et avec l'oxide de cuivre. On peut opérer de deux manières : 1°. en chauffant le sulfate de cuivre, desséché et bien broyé, avec une quantité de charbon suffisante seulement pour réduire l'oxide et pour changer l'acide sulfurique en acide sulfureux : j'ai trouvé, par expériences, que cette quantité doit être en petit de 0,10 à 0,12; mais comme le sulfate de cuivre éprouve assez facilement une décomposition partielle par la chaleur, il se pourrait qu'il fallût employer une quantité moindre de charbon en grand; 2°. réduire une partie de sulfate de cuivre en sulfure à l'aide d'un excès de charbon, ou en le fondant au fourneau à manche, et chauffer le sulfure qui en proviendrait avec une autre partie de sulfate; si la réaction de ces deux substances se faisait dans des tuyaux de terre, on pourrait recueillir l'acide

sulfureux et le conduire dans des chambres de plomb. Le cuivre ainsi obtenu serait parfaitement pur et n'aurait pas besoin de passer au raffinage.

Les matières antimoniales insolubles dans l'acide sulfurique contiendraient environ 1 pour 100 d'argent. Voici comment on pourrait les traiter : on les mêlerait avec une fois et demie leur poids de litharges impures et de litharges argentifères provenant du traitement de la galène (40 pour 100 de poids du minerai fondu, 0,30 pour 100 du poids du minerai cru), et l'on fondrait le mélange au fourneau à manche, avec des scories vitreuses; l'oxide de fer et les substances pierreuses se dissoudraient dans ces scories, et l'on obtiendrait un alliage de plomb et d'antimoine, dans lequel se trouverait tout l'argent. En scorifiant cet alliage dans un fourneau de coupelle, tout l'antimoine s'oxiderait promptement avec une certaine quantité de plomb, et lorsque celui-ci serait complétement purifié, on achèverait de le coupeller dans un autre fourneau. Enfin, on revivifierait les scories abstrichs et litharges très-antimoniales au four à réverbère ou au fourneau écossais, et elles produiraient du plomb très-riche en antimoine, que l'on vendrait plus cher que le plomb pur aux fabricans de caractères d'imprimerie. Comme l'antimoine désulfure la galène, il serait possible que l'on hâtât l'affinage du plomb en plongeant dans le bain une certaine quantité de cette substance; mais alors il faudrait griller les abstrichs, etc., avant de les revivifier.

En résumé, pour traiter, par le dernier procédé que je viens de décrire, 100k. de cuivre gris de Sainte-Marie non fondu, on n'emploierait que 50k. d'acide sulfurique anhydre, ou 87k. d'acide

tel qu'il sort des chambres, et 30k. de litharge, et ces matières ne seraient pas perdues. Le cuivre se trouverait extrait en totalité du minerai et à l'état de pureté; l'argent serait extrait aussi sans perte notable, et il serait, pour la plus grande partie, au plus haut titre, ne contenant ni plomb ni antimoine, et ne pouvant retenir que des traces de cuivre; enfin, la petite quantité d'antimoine que contient le minerai (0,04 à 0,05) serait ainsi à profit, puisqu'on la recueillerait combinée avec du plomb, dans les derniers produits du travail. L'arsenic étant condensé dans des chambres convenablement disposées auprès des fourneaux, on peut dire qu'il n'y aurait que le soufre de perdu; cette matière a si peu de valeur, qu'elle ne mérite pas qu'on s'en occupe; mais on pourrait encore l'utiliser, du moins en partie, en grillant le minerai à une chaleur modérée, de manière à ne pas décomposer le sulfate de cuivre qui se forme au commencement de l'opération. Cependant je crois que pour éviter de multiplier les manipulations, qui occasionnent toujours des pertes, il vaudra mieux griller complétement le minerai comme je l'ai indiqué.

Note sur la chaux phosphatée des mines de houille de Fins (Allier);

Par M. P. BERTHIER.

Vers la fin de l'année dernière, MM. Manby et Wilson envoyèrent au laboratoire de l'École des mines, pour y être examinés, des échantillons des différens minerais de fer que la compagnie Riant se propose d'exploiter. Parmi ces échantillons, il s'en trouva un qui ne contenait que très-peu de fer et que je reconnus bientôt pour être principalement composé de phosphate de chaux : cet

échantillon avait absolument le même aspect que le fer carbonaté argileux, et l'étiquette indiquait qu'il se trouvait dans les mêmes circonstances de gisement, c'est-à-dire en rognons dans les schistes bitumineux qui accompagnent la houille ; il était lenticulaire, de la grosseur du poing, homogène, à grains très-fins, ayant quelque éclat à une vive lumière et d'un gris foncé. Le fer carbonaté argileux du terrain houiller renferme souvent de l'acide phosphorique, et même en proportion considérable (1); mais jusqu'à présent la chaux phosphatée presque pure n'avait pas été observée dans ce terrain : ce fait, intéressant sous le point de vue géologique, mérite encore plus d'être remarqué des métallurgistes, et doit les rendre attentifs à faire un triage sévère des minerais que les houillières leur fournissent.

L'échantillon de chaux phosphatée de Fins a donné à l'analyse :

Chaux.	0,363	Phosph. de chaux (*a patite*). . .	0,670
Acide phosphoriq. .	0,310	Carbonate de fer.	0,157
Protoxide de fer. . . .	0,096	Argile.	0,190
Argile.	0,090	Eau et bitume. . .	0,060
Eau, bitume et acide carbonique.	0,120		
	0,979		0,977

Chauffé sans addition au creuset brasqué, il se fond en un culot compacte, opaque, pierreux, recouvert à la surface de petites grenailles métalliques cassantes. Essayé avec moitié de son poids de borax, il produit une scorie vitreuse et émaillée, et des grenailles très-fragiles, qui sont presque sans action sur le barreau aimanté.

M. Jules Guillemin, élève de Saint-Étienne, attaché aux mines de Fins, vient de m'adresser une note (31 juillet) qui renferme des renseigne-

(1) *Annales des mines*, t. IV, page 359.

mens intéressans sur le gisement de ce minéral et sur ses mélanges habituels. Je joins ici cette note par extrait.

Note de M. Guillemin *sur la chaux phosphatée de Fins.*

Ce minéral est en nodules de forme globuleuse, quelquefois aplatis, d'un volume toujours assez petit. On trouve ces nodules en grande quantité dans les schistes argileux noirs qui séparent la seconde couche de houille des grès qui la supportent; ils ne sont pas homogènes : leur enveloppe est presque entièrement composée de carbonate de fer. Quelquefois ils contiennent beaucoup de chaux carbonatée laminaire limpide, qui divise la masse en petits prismes, dus au retrait : quelquefois c'est de la houille ; d'autres fois enfin, ils sont enveloppés d'une zone de fer sulfuré compacte. Au centre est un noyau d'un jaune sale ou gris, compacte, à grains fins, ayant l'apparence du silex pyromaque brun, et traversé par des impressions de graminées : c'est ce noyau qui renferme la chaux phosphatée. J'ai trouvé dans un échantillon dont la pesanteur spécifique était de 2,65 :

Chaux.......	0 469	Phosphate de chaux.	0,863
Acid. phosph..	0,394		
Protox. de fer..	0,072	Carbonate de fer	0,117
Acide carbon...	0,045		
Argile.......	0,006	Argile............	0,006
Houille, eau et perte	0,014	Houille, eau et perte.	0,014

mais la proportion relative de phosphate de chaux et de carbonate de fer varie beaucoup. La croûte d'un noyau essayé au creuset brasqué sans addition m'a donné 0,20 de fonte dure, équivalant à 0,43 de carbonate de fer, et une scorie pesant 0,56, opaque, vert pomme et semblable en tout à du phosphate de chaux fondu.

MACHINES A VAPEUR A HAUTE PRESSION.

Circulaire, du 19 mai 1825, à MM. les Préfets des départemens.

Monsieur le Préfet, j'ai eu l'honneur de vous adresser, conformément à l'art. 8 de l'ordonnance du 29 octobre 1823, une instruction *sur les mesures de précautions habituelles à observer dans l'emploi des machines à vapeur à haute pression.*

Des questions scientifiques très-graves, exigeant des expériences exactes et multipliées et le concours de l'Académie des sciences, ont dû être résolues pour la publication de la seconde instruction, relative à l'épreuve que les chaudières doivent subir avant d'être employées, et aux deux rondelles métalliques fusibles qui doivent être adaptées à la partie supérieure des chaudières.

Cette instruction, que je vous adresse aujourd'hui, a été préparée par les commissions d'Ingénieurs des mines et d'Ingénieurs des ponts et chaussées, que j'ai réunies pour l'exécution de l'ordonnance du 29 octobre 1823. Elle a été approuvée, le 7 mai présent mois, par S. Exc. le Ministre de l'intérieur.

Vous en trouverez ci-joints   exemplaires.

Vous remarquerez à la suite :

1°. Une table *des forces élastiques de la vapeur de l'eau à diverses températures*, dressée par l'Académie royale des sciences ;

2°. L'ordonnance du 29 octobre 1823, relative aux machines à vapeur à haute pression (1).

Comme la connaissance de ces documens est indispensable aux fabricans de chaudières de machines à haute pression, et qu'ils intéressent aussi ceux qui emploient ces machines, je vous prie d'en adresser des exemplaires aux uns et aux autres, afin qu'ils n'ignorent aucune des obligations qui leur sont imposées.

(1) Voyez les *Annales des mines*, t. IX, p. 255 et suiv.

La table dont je viens de parler n'est qu'approximative ; mais l'Académie royale des sciences, qui l'a adoptée, pense que l'erreur dont les nombres sont affectés est au plus de deux ou trois degrés sur les températures, même dans le terme le plus élevé, en sorte qu'au moyen des mesures de sûreté prescrites par l'ordonnance, on n'a à craindre aucun inconvénient dans la pratique.

L'Académie fait, en ce moment, des expériences propres à donner à cette table toute la précision désirable ; elle s'occupe aussi d'expériences tendant à déterminer les dimensions que les soupapes de sûreté doivent avoir. Lorsque ce travail sera terminé, je m'empresserai de vous en faire connaître les résultats.

Vous savez, M. le Préfet, que s'il n'y a point d'Ingénieur des mines en résidence dans le département, c'est à M. l'Ingénieur des ponts et chaussées à le suppléer, aux termes de l'art. 7 de l'ordonnance, et à surveiller les épreuves des chaudières et des rondelles métalliques. L'Ingénieur départi doit visiter les chaudières au moins une fois par an, constater leur état, et provoquer la réforme de celles que le long usage ou une détérioration accidentelle lui ferait regarder comme dangereuses.

Je vous prie de faire connaître aux fabricans de chaudières et de machines *à haute pression, ou dans lesquelles la force élastique de la vapeur fait équilibre à plus de deux atmosphères, lors même qu'elles brûleraient complétement leur fumée*, qui se trouvent dans l'obligation de faire vérifier, éprouver et timbrer les chaudières soumises aux dispositions de l'ordonnance, qu'ils doivent s'adresser à vous, afin que vous leur indiquiez l'Ingénieur qui sera chargé des opérations, et que vous donniez en même temps à cet Ingénieur les ordres nécessaires.

Lorsque vous m'aurez fait connaître s'il existe des fabriques de machines et de chaudières dans votre département, je vous enverrai :

1°. Un poinçon destiné à timbrer les rondelles fusibles, et un poinçon de rechange en cas d'accident, ou pour le service d'un autre arrondissement ;

2°. Un poinçon à fleur de lis, propre à marquer la tête des vis qui assujettiront les plaques sur le corps des chaudières. (Il y aura également un poinçon de rechange.)

Ces poinçons resteront entre les mains des Ingénieurs.

Je vous adresse trois modèles en cliché de chaque sorte de timbre. Un de ces exemplaires restera déposé aux archives de la préfecture, et les deux autres seront remis aux Ingénieurs chargés de l'inspection des chaudières.

Si les envois que je vous fais ne suffisent pas aux besoins des divers arrondissemens du département, je les compléterai successivement sur votre demande.

Vous n'oublierez pas qu'aux termes de l'art. 7 de l'ordonnance, les autorités chargées de la police locale doivent exercer une surveillance habituelle sur les établissemens pourvus de machines à haute pression.

En cas de contraventions, les chefs de ces établissemens peuvent en encourir l'interdiction, sans préjudice des peines, dommages et intérêts qui seraient prononcés par les tribunaux.

C'est à vous, M. le Préfet, qu'il appartient de prescrire, pour l'exercice de cette surveillance, telles dispositions que vous jugerez convenables. La vie des hommes est essentiellement intéressée à l'observation de l'ordonnance et des instructions, qui ont aussi pour objet d'éviter à l'industrie et au commerce des pertes et des découragemens.

Je vous prie d'assurer l'exécution des dispositions prescrites dans la présente et dans l'instruction qui y est jointe, et de m'en accuser réception.

J'ai l'honneur d'être, avec la considération la plus distinguée, M. le Préfet,

Votre très-humble et très-obéissant serviteur,

Le Conseiller d'État Directeur général des ponts et chaussées et des mines,

Signé BECQUEY.

Pour ampliation :

Le Chef de la Division des mines,

Signé LAUBRY.

SECONDE INSTRUCTION

Relative à l'exécution de l'ordonnance royale du 29 octobre 1823, sur les machines à vapeur ou sur celles dans lesquelles la force élastique de la vapeur fait équilibre à plus de deux atmosphères, lors même qu'elles brûleraient complétement leur fumée.

L'ordonnance royale du 29 octobre 1823 a statué qu'à l'avenir aucune chaudière de machine à vapeur à haute pression ne pourrait être mise dans le commerce (et à plus forte raison employée) qu'autant qu'elle serait munie de deux soupapes et de deux rondelles de métal fusible, et qu'après avoir été éprouvée à l'aide d'une presse hydraulique et timbrée après l'épreuve.

Le fabricant de chaudières et de machines à haute pression qui aura des chaudières à faire vérifier, éprouver et timbrer, adressera une demande au Préfet, qui la transmettra immédiatement à l'Ingénieur des mines, s'il réside dans le département; et, dans le cas contraire, à l'Ingénieur des ponts et chaussées qui doit le suppléer. (*Art.* 7 *de l'ordonnance.*)

Le Préfet veillera à ce que les opérations se fassent dans le plus court délai possible, afin qu'il n'en puisse résulter aucun inconvénient pour les besoins du commerce et de l'industrie.

L'Ingénieur vérifiera d'abord si les dimensions des deux soupapes sont telles que le jeu de l'une d'elles puisse suffire au dégagement de la vapeur, dans le cas où la vapeur acquerrait une trop grande tension.

Il vérifiera de même si les orifices dans lesquels les deux rondelles de métal fusible devront être encastrées ont les diamètres convenables; savoir :

Pour la première, un diamètre au moins égal à celui de l'une des deux soupapes;

Pour la seconde, un diamètre double.

Il reconnaîtra en même temps si la position de ces orifices est telle que les rondelles puissent remplir leur destination.

L'épreuve de la chaudière n'aura lieu qu'après l'ajustement des deux rondelles. Cet ajustement sera précédé des opérations suivantes :

L'Ingénieur déterminera, d'après la table ci-jointe, le degré de fusibilité du métal dont chaque rondelle devra être faite. Il vérifiera ensuite si le métal dont on se propose de fabriquer chaque rondelle est doué de la fusibilité requise. Cette vérification pourra avoir lieu de deux manières :

1°. Si le métal a été préparé par le fabricant de chaudières ou de machines, l'Ingénieur procédera à l'essai des deux espèces de lingots qui devront fournir la matière des rondelles, en employant le mécanisme dont le fabricant fait lui-même usage, mais après en avoir vérifié l'exactitude ;

2°. Si le fabricant de chaudières ou de machines veut employer du métal fusible acheté dans le commerce, l'Ingénieur n'aura qu'à constater si les deux lingots portent le timbre légal annonçant le degré de leur fusibilité, c'est-à-dire, si chacun d'eux est marqué du timbre qui a dû y être apposé par l'Ingénieur des mines commis pour faire ces sortes d'essais dans la manufacture même du métal fusible ; ce timbre sera le même que celui dont il est parlé dans le paragraphe ci-dessous.

L'Ingénieur ayant acquis la certitude que les lingots sont composés, l'un de métal fondant à 10 degrés centigrades au-dessus de la température que la vapeur aura habituellement dans la chaudière, et l'autre de métal fondant à 20 degrés centigrades au-dessus de la même température, fera couler en sa présence les deux rondelles, et il apposera à chacune d'elles un timbre octogone portant la légende *Ponts et chaussées et Mines*, au milieu de l'empreinte duquel il fera immédiatement graver, sous ses yeux, le degré de fusibilité des rondelles.

Les rondelles seront ensuite ajustées à la chaudière.

Dans le cas où le fabricant de machines se serait procuré des rondelles toutes faites, et qui auraient déjà été essayées et timbrées dans le lieu de leur fabrication, l'Ingénieur n'aura d'autre soin à prendre que de vérifier les

timbres indiquant les températures, avant que les rondelles soient ajustées à la chaudière (1).

En général, dans la vérification du degré de fusibilité du métal fusible, il faudra que l'Ingénieur fasse attention qu'il ne s'agit pas de constater le degré où le métal devient parfaitement fluide, mais celui auquel le métal se ramollit assez pour céder à la pression de la vapeur. Cette distinction est importante, car les plaques de métal fusible sont susceptibles de perdre leur ténacité un peu avant d'arriver à la température qui détermine leur fusion parfaite. Le timbre doit, par conséquent, exprimer non pas le degré de fusion parfaite, mais celui qui ramollit le métal d'une quantité suffisante pour rendre la plaque susceptible de s'ouvrir par la pression qu'elle éprouve sous cette température.

La chaudière étant munie de ses tubes bouilleurs, de ses rondelles et de ses soupapes convenablement surchargées de poids, sera remplie d'eau, et on l'éprouvera à l'aide d'une presse hydraulique ou pompe de pression, qui sera fournie par le fabricant, avec la main-d'œuvre nécessaire à son emploi.

La pression exercée devra être cinq fois plus forte que celle que la chaudière est destinée à supporter dans l'exercice habituel de la machine dont elle fera partie ; c'est-à-dire, par exemple, que si la chaudière est destinée à travailler à deux atmosphères, la pression d'épreuve sera portée à dix atmosphères.

Lorsque la chaudière aura résisté à cette épreuve, l'Ingénieur y fera apposer, en sa présence, le timbre qui indiquera la pression à laquelle la machine devra habituellement travailler, exprimée en atmosphères.

Ce timbre consistera : 1°. en une plaque de cuivre circulaire frappée à la monnaie de Paris, portant en légende *Ordonnance du* 29 *octobre* 1823, et sur laquelle le nombre

(1) Les fabricans trouveront du métal fusible, pour toutes les températures requises, préparé d'après les indications de M. Gay-Lussac, membre de l'Académie royale des sciences, chez M. Collardeau, rue de la Cerisaie, n°. 3, à Paris.

d'atmosphères et de demi-atmosphères sera marqué; 2°. en trois vis de même métal, destinées à assujettir la plaque sur le corps de la chaudière au moyen de trous taraudés. Lorsque les vis auront été complétement enfoncées, l'Ingénieur fera araser la tête de chaque vis à fleur de la plaque, de manière à faire disparaître la fente de cette tête. Il formera ensuite une empreinte sur la tête de chaque vis à l'aide d'un poinçon à fleur de lis ayant un diamètre plus grand que celui de cette tête.

La plaque et les vis en cuivre seront fournies par le fabricant (1).

Au moyen des dispositions qui précèdent, toutes les chaudières des machines à haute pression seront essayées au lieu même de leur fabrication; ce qui concentrera les épreuves dans un petit nombre de départemens.

S'il n'existe point de fabrique de chaudières dans le département, les opérations de l'Ingénieur, à l'égard des chaudières qu'on y introduira pour le service, soit de machines à haute pression déjà permissionnées, soit de machines nouvelles et à permissionner, consisteront à vérifier les deux espèces de timbres que ces chaudières devront porter. Ces vérifications se feront aisément au moyen de *clichés*.

Un exemplaire de ces clichés est déposé aux archives de la Préfecture, un autre au bureau de l'Ingénieur des mines, ou, à son défaut, au bureau de l'Ingénieur des ponts et chaussées.

Paris, le 7 mai 1825.

Le Conseiller d'État, Directeur général des ponts et chaussées et des mines,

Signé BECQUEY.

Approuvé, le 7 mai 1825 :

Le Ministre Secrétaire d'État au département de l'intérieur,

Signé CORBIÈRE.

---

(1) Les fabricans pourront s'en procurer de toute espèce, et au prix de la main-d'œuvre, à la Monnaie royale des médailles, rue Guénégaud, n°. 8, à Paris.

Table (1) *des forces élastiques de la vapeur d'eau à différentes températures.*

ÉLASTICITÉ de la vapeur en prenant la pression de l'atmosphère pour unité.	HAUTEUR de la colonne de mercure qui mesure l'élasticité de la vapeur.	TEMPÉRATURE correspondante sur le thermomètre centigrade.	PRESSION exercée par la vapeur sur un centimèt. carré de la soupape.
Atmosphères.	Mètres.	Degrés.	Kilogrammes.
1.	0,76.	100.	1,033.
1 1/2.	1,14.	112,2.	1,549.
2.	1,52.	122.	2,066.
2 1/2.	1,90.	129.	2,582.
3.	2,28.	135.	3,099.
3 1/2.	2,66.	140,7.	3,615.
4.	3,04.	145,2.	4,132.
4 1/2.	3,42.	150.	4,648.
5.	3,80.	154.	5,165.
5 1/2.	4,18.	158.	5,681.
6.	4,56.	161,5.	6,198.
6 1/2.	4,94.	164,7.	6,714.
7.	5,32.	168.	7,231.
7 1/2.	5,70.	170,7.	7,747.
8.	6,08.	173.	8,264.

(1) Cette table a été dressée par l'Académie royale des sciences.

ORDONNANCES DU ROI,

CONCERNANT LES MINES,

RENDUES PENDANT LA FIN DU SECOND TRIMESTRE DE 1825 ET LE COMMENCEMENT DU TROISIÈME DE CETTE MÊME ANNÉE.

ORDONNANCE du 22 mai 1825, portant autorisation de reconstruire une forge catalane en la commune de Junac (Arriège).

Forge catalanc de Junac.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.

ART. Ier. Les sieur et dame de Vendomois sont autorisés à reconstruire, conformément au plan joint à la présente ordonnance, dans la commune de Junac, département de l'Arriège, et sur le domaine qu'ils y possèdent, la forge catalane qui y existait, et qui sera mise en jeu par la rivière de Vic-d'Essos.

ART. X. Le minerai qui sera traité dans ladite usine proviendra des mines de Rancié. Les impétrans n'entreprendront d'ailleurs aucune autre extraction qu'en se conformant aux règles prescrites par les sections 1 et 2 du titre 17 de la loi du 21 avril 1810.

Usine de Ria pour le fer et l'acier.

Ordonnance du 22 mai 1825, portant autorisation d'établir dans la commune de Ria (Pyrénées-Orientales) *une usine pour la fabrication du fer et de l'acier.*

(Extrait.)

Charles, etc., etc., etc.

Art. Ier. Le sieur Bernadac est autorisé à établir à Ria, département des Pyrénées-Orientales, sur un terrain situé le long du canal d'irrigation dit de Dalt, entre la grande route de Mont-Louis et la rivière de la Têt, une usine pour la fabrication du fer et de l'acier.

Art. II. Cette usine consistera :

1°. En un feu de forge à la catalane, propre à la fabrication du fer et de l'acier;

2°. Un laminoir avec une chaufferie de réverbère à double chauffe;

3°. Trois chaufferies de martinet propres à l'affinage et au corroyage de l'acier; le tout disposé conformément au plan ci-joint.

Art. VI. L'impétrant ne pourra consommer du charbon de bois que dans le feu de la forge propre au traitement du minerai de fer. Cette consommation ne pourra excéder, chaque année, la quantité de cinq mille quintaux métriques. Les autres feux de l'usine seront alimentés à la houille.

ORDONNANCE du 22 juin 1825, portant que le sieur Roussel *est autorisé à construire, au lieu et place de l'huilerie qu'il possède sur la rivière de Saulx, commune de Robert-Espagne* (Meuse), *un martinet pour ouvrer le fer, et sous la condition que l'impétrant ne pourra employer d'autre combustible que de la houille dans cette usine, dont la consistance est et demeure fixée à une chaufferie, un seul marteau et une roue hydraulique, conformément aux plans de masse et de détails joints à la présente ordonnance.* Usine à fer de l'huilerie.

ORDONNANCE du 22 juin 1825, qui règle la manière dont la fonderie royale d'artillerie de marine établie à Saint-Gervais sera approvisionnée par les mines de fer d'Allevard (Isère). Fonderie royale de St-Gervais.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. L'exécution de l'article 11 du cahier des charges annexé à l'ordonnance royale du 15 janvier 1817 (1), relative aux concessions des mines de fer d'Allevard, département de l'Isère, est réglée ainsi qu'il suit :

1°. Sur la demande du directeur de la fonderie royale de Saint-Gervais, aux propriétaires des concessions B, C, E, F, G, H, M et O, mentionnés dans l'ordonnance du 15 janvier 1817, ces propriétaires fourniront, dix-huit mois

(1) Cette ordonnance et le cahier des charges dont il s'agit ici ont été insérés dans les *Annales des mines*, t. II, page 113 et suivantes.

après la demande, la quantité de minerais qui sera ci-après déterminée ;

2°. Les demandes du directeur de Saint-Gervais seront notifiées aux concessionnaires par le surveillant des mines à Allevard, qui réclamera réception de la notification, pour que, dans aucun cas, les concessionnaires ne puissent prétendre qu'ils n'ont pas été dûment avertis ;

3°. Lorsque le département de la marine aura fait faire une demande par son directeur, la fourniture devra être reçue à l'époque indiquée ;

Lorsqu'aucune fourniture n'aura été demandée, les concessionnaires disposeront de leurs minerais comme ils le jugeront convenable.

4°. D'après les ordres donnés par le directeur au surveillant d'Allevard, celui-ci suivra l'opération du grillage et du cassage, pour que les minerais soient convenablement préparés ;

5°. Les exploitans des concessions désignées au paragraphe 1er. livreront, sur la montagne, leurs minerais grillés, cassés et triés, ainsi qu'on l'a pratiqué jusqu'à ce jour, et ces minerais seront mesurés à Goncelin ;

6°. Les concessionnaires dénommés ci-dessus, après avoir été prévenus, comme il a été dit, seront tenus de livrer la quantité de minerai qui leur a été demandée pour la fonderie de Saint-Gervais. Cette quantité ne pourra jamais, et dans aucun cas, dépasser la moitié du produit total de l'exploitation.

7°. La portion de la concession J, affectée à la fonderie de Saint-Gervais, aux termes de l'article 11 du cahier des charges déjà cité, ne sera tenue de fournir à ladite fonderie que le sixième de son produit, et cette fraction sera aussi regardée comme le maximum de la quantité à livrer ;

8°. Dans tous les cas, et conformément aux dispositions générales du cahier des charges des concessions d'Allevard, relativement au choix des minerais convenables, le directeur de Saint-Gervais sera tenu obligatoirement de désigner les fosses ou galeries qui devront fournir aux besoins de la fonderie, dans les terrains affectés au roulement de Saint-Gervais.

9°. Le prix des minerais sera réglé de gré à gré ou à dire d'experts nommés par les parties. Dans tous les cas, ces experts auront égard, dans l'estimation, aux minerais

de la concession qui seraient refusés, quoique de bonne qualité, par la fonderie, pour apprécier s'ils sont de plus ou moins grande valeur, d'un débouché plus ou moins facile.

D'après ces données, et après avoir calculé les masses des minerais, et pris en considération les besoins des usines, ils établiront une juste balance dans la valeur du minerai choisi par Saint-Gervais.

10°. En cas d'inexécution par les concessionnaires d'Allevard désignés ci-dessus des dispositions du présent réglement, il y aura lieu à l'application de l'article 49 de la loi du 21 avril 1810, sans préjudice des poursuites en dommages et intérêts qui pourraient être exercées contre ces concessionnaires par-devant les tribunaux, en raison des préjudices que le retard des livraisons de minerais pourrait causer au service de la fonderie royale de Saint-Gervais.

Ordonnance du 22 juin 1825, concernant les usines à fer de Riaucourt et de Bologue (Haute-Marne).

Usines à fer de Riaucourt et de Bologue.

(Extrait.)

Charles, etc., etc., etc.

Art. Ier. La dame Louise-Thérèse Crozat, de Thiers, veuve du sieur Armand de Béthune, est autorisée à conserver et tenir en activité les usines qu'elle possède sur la rivière de Marne, département de la Haute-Marne, lesquelles se composent, conformément aux plans de masse et de détails joints à la présente ordonnance :

1°. A Riaucourt, d'un haut-fourneau, de deux affineries, d'un patouillet et d'un bocard à crasse ;

2°. A Bologue, lieu dit de la Forge-Haute, de deux affineries ;

3°. Au même lieu de Bologue, à l'endroit dit la Forge-Basse, d'un haut-fourneau, de deux affineries, de deux patouillets et d'un bocard à crasse.

ART. II. L'impétrante est également autorisée à rétablir l'ancienne fenderie qui faisait partie de sa Forge-Haute de Bologne.

ART. VIII. La fenderie devra être réédifiée dans le délai de deux ans, à partir de la notification de la présente ordonnance.

ART. X. Toutes les charges qui peuvent être attachées à la possession des usines de Riaucourt et de Bologne sont maintenues dans toute leur étendue.

ART. XI. L'impétrante sera à jamais garante et responsable de tous dommages qui pourraient résulter de la surtention des eaux, du défaut de curage et d'entretien du biez, sous-biez, ponts, etc., et des dégradations, de quelque nature qu'elles soient, provenant de l'inexécution des charges attachées à l'autorisation.

Usine à fer de Blanquefort.

ORDONNANCE *du* 29 *juin* 1825, *portant que le sieur* Trubelle *est autorisé à conserver et tenir en activité la forge qu'il possède sur un affluent de l'Allemance, commune de Blanquefort* (Lot-et-Garonne), *et dont la consistance est déterminée par le plan de masse et de détails joint à la présente ordonnance.*

Verrerie de S.-Germain-Beaupré.

ORDONNANCE *du* 13 *juillet* 1825, *portant que le sieur* Martin Lignac *est autorisé à établir dans la commune de Saint-Germain-Beaupré* (Creuse) *une verrerie consistant en un four de fusion de six pots, et en deux fours à recuire ; le tout conformément au plan joint à l'appui de sa demande.*

ORDONNANCE du 13 juillet 1825, portant que le sieur Lacroix *aîné est autorisé à établir sur sa propriété, située dans la commune de Caneux et Réant* (Landes), *une verrerie propre à la fabrication du verre blanc, du verre vert et du verre noir, et consistant en six creusets, dont la capacité sera de quatre-vingt-douze litres par chaque creuset.* Verrerie de Caneux et Réant.

ORDONNANCES portant concession de mines de houille dans l'arrondissement houiller de Saint-Étienne (Loire). Mines de houille de St.-Étienne.

[Suite. (1)]

25. *ORDONNANCE du* 13 *juillet* 1825.

ART. Ier. Il est fait concession aux sieurs Jovin Deshayes, Descos, Bastide et Colcombet, sous le nom de concession de la Chazotte, des mines de houille comprises dans les limites ci-après, conformément au plan général annexé à la présente ordonnance.

A l'ouest, une ligne droite tirée de la bonde de l'étang de Reveux à l'angle le plus au nord des bâtimens de Soleymieux; de cet angle, une ligne droite aboutissant à l'angle le plus au nord des bâtimens de Fonvielle;

Au nord, de ce dernier angle, une ligne droite passant par l'angle le plus au nord des bâtimens des Brosses, et se terminant à son intersection avec l'axe du ruisseau d'Ozon;

---

(1) Voyez *Annales des mines*, tome X, p. 367, une note des Rédacteurs relative aux ordonnances dont il s'agit.

A l'est, de ce point d'intersection, le cours dudit ruisseau d'Ozon jusqu'à l'endroit où il est traversé par le chemin de la Fouillouse à Saint-Chamand; puis marchant vers l'est, ledit chemin jusqu'à son intersection avec la ligne droite tirée de Roche-Taillée à celui de Sorbiers; ensuite se reportant vers le sud, ladite ligne depuis son intersection avec le chemin de la Fouillouse à Saint-Chamand jusqu'à sa rencontre avec le chemin de service qui tend de la Souteniѐre à la chapelle du Fay;

Au sud, de ce point de rencontre, marchant vers l'ouest, l'axe dudit chemin de service jusqu'à l'angle nord-ouest de la chapelle du Fay; puis de cet angle, l'ancien chemin qui longe d'une part, au midi, la maison du sieur Thénas, appelée Gabion, et d'autre part, à l'ouest, les maisons Gouillioud, Dugabet, jusqu'au point où il coupe l'axe du chemin qui tend de Montcel à Sorbiers; de ce point une ligne droite tirée à la naissance sud de la levée du moulin de Bramafont, sur la rivière d'Ozon; delà, une autre ligne droite terminée à la bonde de l'étang de Montcel; enfin, de cette bonde, le chemin qui tend à Méons jusqu'à la bonde de l'étang de Reveux, point de départ.

Les limites ci-dessus renferment une superficie de six kilomètres carrés six hectares.

Art. II. Dans le cas où les titulaires de la présente concession n'auraient pas encore pris des arrangemens avec tous les anciens permissionnaires ou propriétaires des travaux actuellement autorisés, relativement à la jouissance de ces travaux, il y sera pourvu suivant le mode prescrit par l'art. 46 de la loi du 21 avril 1810; la valeur des travaux sera réglée à raison de l'utilité dont ils devront être pour une bonne exploitation ultérieure.

(*La suite à la prochaine livraison.*)

OBSERVATIONS

SUR

Les machines soufflantes à piston des usines à fer dans le sud-ouest de la France ;

Par M. D'AUBUISSON,

Ingénieur en chef au Corps royal des Mines.

Il y a environ trente ans que les machines à piston furent introduites en France ; les premières furent établies aux forges de Guérigny, près de Nevers, et bientôt après elles remplacèrent les soufflets en bois dans presque toutes les usines du Nivernois et du Berri.

Mais elles étaient encore inconnues dans nos provinces méridionales, lorsque, en 1808, M. Larreillet, maître de forges dans le département des Landes, homme d'un esprit actif et fécond en ressources, entreprit un grand établissement dans sa propriété d'Ichoux. L'eau n'y était qu'en très-petite quantité: il y amena à grands frais quelques faibles ruisseaux du voisinage, et sachant, d'après une notice imprimée dans le n°. 38 du *Journal des Mines*, que les machines à piston exigeaient une moindre force motrice que les soufflets usités dans le pays, il fit venir du Berri un ouvrier pour construire une telle machine. Le succès répondit à l'attente; l'exemple fut suivi, et aujourd'hui, entre la Dordogne et les Pyrénées, on ne voit plus d'anciens soufflets en bois ; dans toutes les forges, on leur

a substitué des pistons ; en plusieurs endroits même, on les a substitués aux trompes, et on les y substituera par-tout où l'on n'aura pas, avec une grande chute, de l'eau pour ainsi dire à discrétion ; car, d'ailleurs, dans ce dernier cas, la trompe est bien la meilleure des machines soufflantes : elle est très-simple, point sujette à se déranger, exige peu d'entretien, fournit un vent très-continu, peut le fournir très-fort, et on lui en fait donner, avec une extrême facilité, le degré qu'on veut.

Non-seulement les machines à piston dépensent moins d'eau, à effet égal, que les anciens soufflets, mais encore elles ont le très-grand avantage de pouvoir servir plusieurs feux à-la-fois : c'est ainsi qu'à l'aciérie de Toulouse, chacune des deux machines fournit le vent à treize feux, et que, dans la belle usine que les propriétaires de cette aciérie établissent sur le Tarn, une seule fournira à trente-six feux : suivant l'ancienne méthode, il y eût fallu trente-six paires de gros soufflets, dont l'entretien eût exigé des frais très-considérables, et deux ou trois artistes exclusivement occupés de cet objet. De plus, la position du feu est devenue entièrement indépendante de celle de la soufflerie, et cet avantage est immense; autrefois on était obligé d'établir le foyer au niveau de l'arbre des roues hydrauliques qui mouvaient les soufflets, et par conséquent à deux, trois, etc., mètres au-dessous du niveau des bassins attenant les usines, et qui leur fournissent l'eau motrice : de là, ces fourneaux si enfoncés, et par suite sujets à tant d'humidité, d'inconvéniens et de mauvais travail. Maintenant, on peut établir le fourneau sur une hau-

teur, et laisser la machine soufflante dans le bas-fond. A Ichoux, la forge est à plus de 120 mètres (370 pieds) de la machine; en Angleterre, la distance va, dit-on, jusqu'à un quart de lieue.

Ayant eu occasion de faire, et avec quelque soin, une suite d'observations sur une vingtaine de ces nouvelles machines établies dans l'arrondissement de mines dont la surveillance m'est confiée, j'ai pensé que la connaissance de leurs résultats pourrait être de quelque utilité pour les maîtres de forge et pour les ingénieurs des usines, et je les publie dans ce mémoire. J'y ferai d'abord connaître les machines observées et les perfectionnemens dont elles me paraissent susceptibles; je passerai ensuite, et successivement, à la manière dont les observations ont été faites, au mode de calcul qui leur a été appliqué, et aux résultats que j'en ai déduits; enfin je terminerai par l'exposition de quelques règles de pratique basées sur ces résultats. Un tableau présentera l'ensemble des observations, et des notes donneront les détails relatifs à chaque machine.

Machines à piston.

Celles dont nous avons à parler sont loin du degré de perfection qu'elles ont ailleurs, et dont il serait cependant facile d'approcher.

Ce sont des caisses prismatiques, faites en madriers de noyer ou de chêne, et disposées de la manière décrite dans les traités de métallurgie qui ont paru en dernier lieu (1); chaque

(1) Héron de Villefosse, *Richesse minérale*, pl. 46. —

machine présente deux caisses; le piston de l'une monte et souffle pendant que l'autre descend et aspire.

Elles ont 1^{m},20 à 2^{m} (3 $\frac{1}{2}$ à 6 pieds) de longueur et de largeur dans œuvre, et près d'un mètre (3 pieds) de hauteur.

La levée du piston est 0^{m},54 à 0^{m},81 (22 à 30 pouces) : de sorte que lorsque le piston est au haut de sa course, il reste encore un *espace nuisible* entre lui et le couvercle, espace d'où l'air ne peut être expulsé, et qui diminue l'effet de la machine.

Les pistons sont garnis, sur leur pourtour, de liteaux, que des ressorts tiennent pressés contre les parois intérieures de la caisse. Le frottement est souvent très-fort; il raie les parois, de manière qu'au bout de quelque temps elles sont comme cannelées. J'ai vu de ces cannelures qui avaient près d'un centimètre (4 lignes) de profondeur; elles ne pouvaient manquer d'occasionner de grandes pertes d'air. De plus, il est difficile de faire bien joindre les liteaux sur les angles des caisses, et presque toujours il y a des pertes dans ces parties. Ces inconvéniens, qui exigent en outre un grand entretien et un renouvellement assez fréquent des caisses, engageront les maîtres de forge à les remplacer par des cylindres en fonte et à piston garni de cuir; déjà quelques-uns ont pris des mesures à cet égard.

Presque aucune de nos machines n'a de *soupape de retenue* : de sorte que lorsque le piston

---

Hassenfratz, *Sydérotechnie*, pl. 26 et suiv. — Karsten, *Métallurgie du fer*, pl. 1.

descend, l'air entre dans la caisse non-seulement par les *soupapes d'aspiration,* mais encore par les porte-vents. Le vice est aussi manifeste que grand ; l'air chaud du fourneau rentre dans la caisse, et n'y produit pas, lorsqu'il est chassé de nouveau, le même effet que produirait l'air frais dont il a pris la place : de plus, à chaque expiration, tout l'air condensé contenu dans le porte-vent, sur-tout lorsqu'il est fort long, n'est pas expulsé ; une partie rentre dans la caisse lors de l'aspiration, et cette partie, alternativement condensée et dilatée, consomme sans effet utile une portion de la force motrice ; elle prend la place d'un air qui serait employé utilement, et augmente ainsi l'*espace nuisible.* Mes représentations à cet égard n'ont pas été par-tout suivies de succès.

Il en est de même de celles que j'ai faites sur le défaut des réservoirs d'air. De chaque caisse part un long porte-vent, qui a quelquefois 33 mètres (100 pieds), et qui va à la tuyère. Si le fourneau fournit à six feux, par exemple, il faudra douze tuyaux de conduite. On pourrait et l'on devrait réduire ce nombre de moitié ; il suffirait, à défaut d'un réservoir ou régulateur hydraulique, d'une petite caisse recevant le vent des deux soufflets, et d'où partirait un seul tuyau-porte-vent pour chaque feu : mais les ouvriers ne veulent pas sortir de leur routine ; ils exigent deux buses dans une même tuyère et deux porte-vents : il en résulte une double dépense en tuyaux et une double chance de perte d'air. Cependant à Ichoux et dans quelques autres forges, on a adopté, notamment pour les martinets, le perfectionnement que je viens d'indiquer.

Les buses qui terminent les porte-vents avaient $0^m,04$ (18 lignes) de diamètre, à leur orifice, dans les hauts-fourneaux; et $0^m,027$ (12 lignes) dans les affineries; depuis quelques années, ces dimensions ont été un peu augmentées.

Les dispositions relatives à l'emploi du moteur et à la transmission des mouvemens sont presque par-tout bien imparfaites. Les roues qui reçoivent l'action du courant sont généralement des roues à augets; mais avec des chutes de 4 mètres (12 pieds) et avec des roues de cette hauteur, l'eau n'est donnée quelquefois qu'à $2^m,30$ (7 pieds) au-dessous du sommet. Ailleurs, avec une pareille chute, on n'a que des roues de 2 mètres (6 pieds). Toutefois, à la forge de Castets et aux martinets du Brand et de Castelnau, j'ai vu des roues de $3^m,25$ (10 pieds), et recevant l'eau par-dessus, et d'une manière convenable.

Dans plusieurs forges, l'arbre tournant qui porte les cames opérant la levée des pistons est distinct de l'arbre de la roue; la communication du mouvement est établie, presque toujours sans nécessité, par des engrenages qui augmentent les chances d'accidens et d'irrégularité dans le jeu de la machine, et qui absorbent en pure perte une portion de la force motrice.

Les cames sont ou des bras rectilignes terminés par une grosse roulette en fonte qui saisit et élève le mentonnet du piston; ou elles sont en forme de D, et coulées avec le gros anneau de fonte qui les porte : on en met ordinairement trois sur le même anneau. Certainement

on a ici beaucoup de solidité, et c'est un avantage majeur; mais l'on pourrait avoir en outre une disposition mieux entendue. J'ai souvent vu la roue hésiter et presque s'arrêter au moment où la came choquait le mentonnet. Aux aciéries de Toulouse et de Pamiers, on fait usage de cames en forme de roue excentrique, d'après des dessins que j'ai communiqués; mais la courbe n'ayant pas été bien exécutée, il y a encore un peu d'irrégularité dans le mouvement: ces cames ont le grand avantage d'accompagner le piston tant en descendant qu'en montant, et de prévenir ainsi les secousses qui détériorent et ruinent les machines en peu de temps. Les chocs et les secousses doivent être évités, par-dessus tout, dans les machines des mines et usines, dût-on transmettre le mouvement par des moyens qui semblent inférieurs en théorie, tels que les manivelles.

Qu'on ne s'étonne pas si, d'après tant d'imperfections, la plupart des machines observées produisent si peu d'effet comparativement à la force qu'elles emploient.

Observations.

Les observations faites sur chacune des machines que j'ai été à même d'étudier, sont portées au tableau suivant. Une note relative à chacune d'elles renfermera ou quelque remarque particulière, ou quelque détail sur cette machine; les notes sont renvoyées à la fin du mémoire.

RÉSULTATS DES OBSERVATIONS

Nos.	DÉSIGNATION de L'USINE.	DÉPARTEM	FEUX activés par le soufflet.	GRANDEUR DU SOUFFLET		
				Surface du piston.	Haut. de la levée du piston.	Nombr de lev. en une minute
				m. car.	mètre.	
1	Aci. de Toulouse.	Hte.-Gar.	13 f. de cor. et ét.	1,69	0,66	36
2	*Idem.*	*Id.*	13 f. de cor. et ét.	2,07	0,59	92
3	Martinet-Bosc.	*Id.*	5 f. de corroy.	1,72	0,68	31 ½
4	Aciér. de Pamiers.	Ariège.	4 f. de cor. et étir.	1,10	0,75	27
5	Forge de Grezes.	Lot-et-Gar.	1 h.-fourn., 1 af.	2,64	0,58	18
6	F. du Moulinet.	*Id.*	2 feux d'affinerie.	2,13	0,67	19
7	Forge de Cuzorn.	*Id.*	1 f. catal., 2 mart.	2,64	0,76	9 ½
8	F. de Sauveterre.	*Id.*	1 h.-fourn., 2 af.	2,30	0,56	18
9	Martinet de Sauv.	*Id.*	2 f. de martin.	1,30	0,59	18
10	Forge du Brand.	Gironde.	1 h.-fourn., 1 af.	2,13	0,85	10
11	Soufflet hydrauliq.	*Id.*	2 f. d'affinerie.	2,89	0,57	16
12	Forge de Béliet.	*Id.*	1 h.-fourn., 2 af.	2,37	0,69	17 ⅓
13	F. de Castelnau.	*Id.*	1 haut-fourn.	2,00	0,76	17 ⅓
14	F. de Castelnau.	*Id.*	1 feu d'affiner.	1,54	0,65	24
15	Forge d'Ichoux.	Landes.	3 affin., 1 p. forg.	2,46	0,70	17 ½
16	Fourn. de Pissos.	*Id.*	1 haut-fourn.	1,82	0,80	9
17	Forge de Pontens.	*Id.*	1 h.-f., 2 af., 1 ma..	3,10	0,56	18
18	Forge d'Uza.	*Id.*	1 h.-f., 4 af., 2 m.	3,88	0,58	21
19	Forge de Castets.	*Id.*	1 h.-fourn., 2 af.	3,03	0,68	15

ORCE MOTRICE.		MANOMÈTRE.		PORTE-VENT.		SURFACE de l'orifice des buses.	QUANTITÉ d'air sortie des buses en une seconde.	RAPPORT entre		
au dépensée n une second.	Hauteur de la chute.	A l'entrée du porte-vent.	A l'extrém. du porte-vent.	Longueur.	Diamètre.			la force et l'effet.	la force et l'effet utile.	l'air aspiré et l'air sorti par les buses.
m. cub.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt. car.	m. cub.			
0,136	3,35	0,013	0,0125	20	0,15	0,00514	0,267	0,31	0,10	0,41
0,574	3,22	0,030	0,027	24	0,125	0,00636	0,507	0,15	0,10	0,78
0,227	3,40	0,022	....	....	....	0,00626	0,227	0,30	0,15	0,69
0,517	1,69	0,018	....	....	....	0,00305	0,194	0,10	0,05	0,52
0,292	3,05	0,045	....	....	....	0,00283	0,286	0,32	0,19	0,61
0,293	3,90	0,048	....	....	....	0,00180	0,189	0,23	0,10	0,43
0,238	3,40	0,043	....	....	....	0,00214	0,212	0,23	0,15	0,67
0,168	3,90	0,040	0,037	25	0,08	0,00314	0,288	0,32	0,21	0,74
0,152	2,30	0,025	0,020	16	0,07	0,00135	0,090	0,23	0,07	0,39
0,21	4,40	0,036	....	....	....	0,00207	0,185	0,16	0,09	0,63
0,096	4,30	0,032	....	....	....	0,00181	0,153	0,46	0,16	0,70
0,313	3,03	0,039	0,030	42	0,09	0,00394	0,318	0,27	0,16	0,70
0,110	7,00	0,049	0,035	33	0,10	0,00171	0,158	0,38	0,09	0,34
0,141	3,25	0,040	0,029	33	0,10	0,00159	0,128	0,47	0,11	3 1
....	....	0,030	0,0244	135	0,162	0,00270	0,200	....	...	0,40
0,115	3,95	0,032	....	....	....	0,00193	0,162	0,21	0,15	0,74
0,454	2,80	0,045	....	....	....	0,00380	0,381	0,25	0,18	0,74
0,541	3,90	0,059	0,052	29	0,08	0,00554	0,604	0,30	0,19	0,77
0,149	4,48	0,047	0,042	20	0,10	0,00300	0,295	0,49	0,24	0,59

Je vais exposer succinctement la manière dont mes observations ont été faites; j'indiquerai en même temps l'étendue des erreurs que je puis avoir commises, et je fixerai ainsi le degré de confiance qu'elles peuvent mériter.

J'ai mesuré moi-même les dimensions des caisses, ainsi que les hauteurs de levée des pistons; cette dernière quantité est assez difficile à prendre dans une machine en mouvement, et je n'en saurais répondre à 2 ou 3 centimètres (un pouce) près.

Je ne répondrai encore qu'à un vingtième et même à un quinzième près du nombre de levées des deux pistons d'une machine.

Souvent je n'ai pu mesurer directement l'orifice des buses; il était trop difficile de les sortir de la tuyère : alors il a fallu m'en rapporter au dire des maîtres-ouvriers, ou prendre mes mesures sur les buses de remplacement ou de réforme qui étaient dans l'usine : même, lorsque j'avais les buses à ma disposition, la détermination rigoureuse de leur orifice était souvent presque impossible; ces orifices, originairement circulaires, ayant été ou déformés ou brûlés sur une partie de leur pourtour, l'erreur que je puis avoir commise dans mes déterminations, en me rapprochant trop du cercle, tendrait à donner une trop grande surface, et par suite un trop grand produit.

L'eau motrice est donnée ordinairement aux roues par une vanne; quelquefois elle l'est par une sorte d'entonnoir ou de trémie, dite *bec de canne*. Je mesurais la largeur et la hauteur de l'ouverture, ainsi que la hauteur de l'eau, depuis le centre de l'ouverture jusqu'au niveau du ré-

servoir, et à l'aide des règles dont je parlerai dans la suite, j'en déduisais la quantité d'eau tombée sur la roue. Prendre exactement ces diverses mesures n'est pas sans difficulté dans une usine en activité, où l'on n'est qu'en passant, et au milieu d'ouvriers toujours prêts à murmurer dès qu'on dérange un seul instant leur travail.

La chute se déterminait en prenant la différence de niveau entre la superficie de l'eau dans le réservoir et le bas de la roue.

Les observations ayant pour objet la mesure de la tension ou force élastique de l'air dans la machine, et par suite la détermination de la quantité de vent qui en sort, étaient encore plus délicates que celles dont je viens de parler. Je les faisais à l'aide d'un manomètre ou pèse-vent à mercure, pareil à celui que MM. Thiebaud et Tardy ont décrit dans leur beau mémoire sur les trompes (*Annales des Mines*, tom. VIII); cet instrument est l'œuvre de leurs mains, et je le dois à leur amitié. Je le plaçais d'abord sur les caisses soufflantes, dans un trou de tarière, que je faisais pratiquer sur leur couvercle. Habituellement, lorsque le piston, choqué par la came, commençait à monter, le mercure s'élevait, comme par secousse, à une grande hauteur; il retombait ensuite, et puis, en se relevant, il oscillait, pendant le temps de la levée du piston, entre deux points, en se tenant fréquemment plus près de l'un que de l'autre : on voit par là que la détermination de la hauteur moyenne prête à l'arbitraire, et est remise à l'intelligence et presque à la bonne foi de l'observateur. Malgré le scrupule avec lequel j'ai cherché à la faire, je ne saurais, dans la plupart des cas, en répondre à un milli-

mètre (demi-ligne) près. Après avoir ainsi mesuré la force élastique de l'air sur les caisses ou à la naissance des porte-vents, j'ai voulu avoir cette force à l'extrémité des mêmes porte-vents, près les buses par lesquelles l'air sort. Dans presque toutes nos usines, les tuyaux porte-vents arrivent aux feux en descendant le long du mur où est la tuyère; parvenus à la hauteur de cette tuyère, ils se plient, et vont horizontalement s'adapter aux buses : un peu au-dessus du coude, ils sont percés d'un trou ayant environ un pouce de diamètre, et auquel est adapté un petit tube de 2 à 3 pouces de long; on le bouche à volonté ; c'est, en terme du pays, l'*échappoir* par lequel l'ouvrier fait sortir le vent lorsqu'il ne veut point qu'il entre dans le feu. Le manomètre était adapté au tube par l'intermédiaire d'un petit tuyau de peau : en général, il y présentait les mêmes circonstances de mouvement que sur les caisses.

On voit, par ce qui vient d'être dit, que nos observations n'ont pas été faites avec cette rigoureuse exactitude nécessaire à celles qui sont destinées à l'établissement ou à la vérification d'une théorie ; il y avait presque impossibilité de les faire ainsi. Mais elles peuvent être utiles à la pratique; elles serviront à l'éclairer, et cette considération m'a engagé à les publier, quoique la majeure partie en soit faite depuis près de quatre ans.

Modes de calcul.

J'indique les divers modes de calcul auxquels j'ai soumis ces observations.

La force d'un cours d'eau est représentée, ainsi

que l'on sait, par la masse d'eau tombée en une seconde, multipliée par la hauteur de la chute.

Nous avons déterminé la masse, ou plutôt le volume d'eau, en multipliant la surface de l'ouverture qui la verse sur la roue, par la vitesse due à la hauteur de l'eau au-dessus du centre de cette ouverture, et par un coefficient de *contraction de la veine*; ce coefficient a varié suivant les cas. Lorsque l'eau sortait par une ouverture de vanne, uniquement en vertu de la pression de l'eau derrière la vanne, on a pris 0,64 pour coefficient, d'après les expériences faites par Eytelwein sur les écoulemens par des ouvertures de vanne à bords non évasés. On a pris 0,72 lorsque la vanne était placée sur un coursier, l'eau arrivant à l'ouverture avec une vitesse déjà acquise; on s'est conformé à ce qui se pratique sur le canal du midi, où l'on prend $\frac{11}{15}$; enfin on s'est servi de 0,90 pour coefficient, lorsque l'écoulement a eu lieu par les trémies dites *becs de canne*: ce nombre est indiqué par les expériences faites sur des tuyaux additionnels de forme conique.

Afin de diminuer l'étendue du tableau, nous n'y avons noté que les deux élémens de la force, le volume d'eau et la hauteur de la chute. Le volume, multiplié par 1000 kilogrammes, donnera la masse (1000 kilogrammes étant le poids d'un mètre cube d'eau).

Nous déterminerons la quantité d'air sortie par les buses en multipliant la surface de l'orifice de sortie par la vitesse due à la hauteur d'une colonne d'air, produisant, par son poids, la pression en vertu de laquelle l'air sort : mais ce produit doit-il encore être multiplié par un coefficient de contraction, comme nous venons de

voir qu'il en était usé pour l'eau? En d'autres termes, y a-t-il contraction de veine lorsque de l'air comprimé dans un vase en sort par un orifice? Une expérience de M. Girard semblerait l'indiquer : ce savant ayant chargé un gazomètre de manière à produire une pression manométrique de $0^m,00249$, a fait, dans ses minces parois, une ouverture de $0^m,016$ (7 lignes) de diamètre. La dépense par cet orifice a été de 0,197 mètres cubes en une minute (1); d'après la règle ci-dessus, on aurait eu 0,275 : ce résultat serait ainsi de 0,28 trop fort, et indiquerait un coefficient de réduction égal à 0,72 (on se rappellera que le coefficient pour l'eau sortant par un orifice en minces parois est 0,62). Mais comme l'expérience de M. Girard n'a pas été répétée, que les buses, étant coniques, ne doivent pas donner lieu à une forte contraction, enfin que cette contraction n'est pas admise par les auteurs, nous ne ferons pas de réduction, en observant toutefois que s'il en existe une, ce qui est assez vraisemblable, elle diminuerait encore l'estimation déjà si petite de l'effet de nos machines.

Nous renvoyons à la fin de ce mémoire une note, dans laquelle j'ai établi, en moins de trois pages, et d'une manière qui me semble complète, toute la théorie mathématique des machines soufflantes, en ce qui tient au calcul de leur produit et de leur effet.

Cet effet, en prenant ce mot dans sa plus grande étendue, comprendrait la somme des résistances vaincues, telles que les frottemens des parties

(1) *Annales de Chimie et de Physique*, tome 16.

solides de la machine, les pertes de mouvement par le choc des cames, le poids des pistons à élever, lequel n'est jamais bien équilibré malgré les contre-poids employés à cet effet ; enfin l'effort à faire pour condenser l'air et le forcer à passer par un orifice déterminé avec une certaine vitesse. Ce dernier effort sera l'effet de la machine soufflante proprement dite, celui dont nous allons traiter.

Cet effort est indiqué par le manomètre ; il est évidemment le même que si le piston avait simplement à élever une couche de mercure qui le couvrirait entièrement, et dont l'épaisseur serait la hauteur de la colonne de ce fluide dans le manomètre : ainsi le poids de cette couche, multiplié par la hauteur de son élévation en une seconde, c'est-à-dire multiplié par la vitesse du piston, sera l'expression de l'effet. Soit u cette vitesse, r la surface du piston, h la hauteur du manomètre, Δ la densité du mercure, l'effet en question sera $r\Delta hu$. Soit, de plus, v la vitesse de sortie du vent, s la surface de l'orifice de sortie, on aura nécessairement $ru = sv$. Soit, enfin, M la masse d'air sortie en une seconde, δ la densité de cet air, sv étant son volume, on aura

$$M = s.v.\delta, \text{ et } ru = \frac{M}{\delta}:$$

substituant cette valeur dans l'expression $r\Delta hu$ de l'effet, elle deviendra $Mh\frac{\Delta}{\delta}$; mais $h - \frac{\Delta}{\delta}$ est la hauteur due à la vitesse de sortie (Voy. page 191). Donc, l'effet d'une machine soufflante est le produit de la masse d'air sortie par la hauteur due à la vitesse de cette masse : or, cette hauteur

est proportionnelle au carré de la vitesse ; ainsi l'effet sera proportionnel à la masse multipliée par le carré de la vitesse : ce sera donc une *force vive*.

Si dans une machine soufflante il n'y avait aucune perte d'air, et si cet air, en allant par les porte-vents de la caisse à la buse, n'éprouvait aucune résistance, l'effet ci-dessus serait aussi l'effet utile. Mais les deux causes que nous venons d'indiquer, les pertes et la résistance des conduites, rendent toujours ce dernier effet inférieur au premier. Il n'y a d'air utilisé que celui qui entre dans le feu, ou, ce qui revient au même, qui sort par la buse. Ainsi l'effet utile sera exprimé par la masse d'air uniquement sortie par les buses, multipliée par la hauteur due à la vitesse de sortie, et cette dernière hauteur est indiquée, non plus par le manomètre placé sur les caisses, mais par celui placé près les buses.

La différence entre les deux sortes d'effet, abstraction faite des pertes d'air, indique donc la résistance que l'air éprouve dans les conduites. Sa connaissance est du plus grand intérêt dans l'établissement des usines ; elle met à même de déterminer jusqu'à quelle distance on peut convenablement éloigner un feu de soufflet qui doit l'activer. Cependant nous n'avons que des notions vagues et presque contradictoires sur cet objet important. Un célèbre mécanicien allemand, Baader, dans un Traité *ex professo* sur les machines soufflantes, dit que dans une conduite de $0^{m},30$ (un pied anglais) de diamètre, toute la force d'une grande roue hydraulique n'a pu porter le vent à 200 mètres (1). En dernier lieu,

(1) *Journal des Mines*, t. XXVI, p. 115.

M. Girard, dans une suite de très-belles expériences sur le mouvement des gaz dans les tuyaux, trouve qu'une conduite de 109 mètres (335 pieds) de long et 0m,016 (7 lignes) de diamètre, a diminué des neuf dixièmes la dépense (1). D'un autre côté, M. Clément-Desormes, opérant sur une conduite de 447 mètres (1375 pieds) de long et de 0m,25 (9 pouces) de diamètre, n'a éprouvé qu'une perte de 35 pour 100 (2). Des expériences de M. l'ingénieur Charbaud sur une conduite de 2[illegible] mètres (90 pieds), et de 0m,095 (3 ½ pouces) de diamètre, ne donnent que 9 pour 100 de perte (3).

Mes observations confirment la modicité du déchet sans toutefois résoudre la question : au reste, elle va l'être directement, en ce qui concerne l'application aux usines, par une suite d'expériences que je serai bientôt à même de faire, en conséquence d'une décision de M. le Directeur général des ponts et chaussées et des mines, dans l'établissement d'un ventilateur aux mines de Rancié, lequel doit y porter l'air à une distance de 480 mètres (1480 pieds) (4).

(1) *Annales de Chimie et de Physique*, t. 16.

(2) *Journal des Mines*, t. 29, p. 301.

(3) *Sydérotechnie*, tome 2, p. 105.

(4) On admet généralement, et par approximation, que la résistance des conduites au mouvement des fluides est en raison directe du carré de la vitesse, de la longueur de la conduite et en raison inverse de son diamètre. S'il en était ainsi du mouvement de l'air dans les porte-vents de nos forges, en appelant

L la longueur de la conduite,

D son diamètre,

v la vitesse du vent dans la conduite,

d le diamètre de la buse,

V la vitesse du vent sortant par cette buse,

L'effet dynamique d'une machine soufflante se compose de deux facteurs ; savoir, la quantité d'air et la vitesse (carrée) avec laquelle elle sort ; mais l'effet métallurgique, celui qui fait, par exemple, qu'un fourneau rend plus de fonte dans le même temps, toutes choses égales d'ailleurs, dépend principalement de la quantité d'oxigène, et par conséquent de la quantité d'air qui entre dans le fourneau dans un temps donné; et pourvu que la vitesse ne descende pas au-dessous d'une certaine limite, que j'indiquerai par la suite, elle est à-peu-près indifférente au maître de forge ; il ne s'occupe que de la quantité. J'ai cru, d'après cela, lui présenter un résultat intéressant, en indiquant dans une colonne spéciale du tableau quelle est la quantité d'air utilisée réellement, comparativement à celle que la machine soufflante fournit ou est censée four-

---

on aurait pour expression de la résistance,

$$m \frac{Lv^2}{D} = m \frac{LV^2d^4}{D^5}$$

m étant un coefficient constant, et observant que

$$v = V \frac{d^2}{D^2},$$

puisque, dans une même conduite, les vitesses sont en raison inverse des sections des tuyaux ou orifices par lesquelles le fluide passe.

La hauteur (h) du manomètre à la naissance de la conduite représente la pression ou force qui pousse et meut l'air dans les tuyaux, et la hauteur (h') du manomètre à l'extrémité de la conduite exprime la pression en vertu de laquelle a réellement lieu la vitesse de sortie. Si les tuyaux n'opposaient aucune résistance au mouvement, on aurait $h = h'$; et $h - h'$ est évidemment la portion de force ab-

nir. Cette dernière quantité, dans la supposition d'une construction parfaite, serait toujours égale au volume de la caisse soufflante, multiplié par le nombre de coups de piston dans l'unité de temps. Mais, d'abord, tout cet air n'est pas réellement aspiré par la machine, le poids des soupapes et l'étranglement de leurs ouvertures empêchent que la caisse ne se remplisse entièrement d'air à la densité de l'atmosphère; toutefois le déchet provenant de cette cause est extrêmement petit, et peut être négligé même dans le cas d'une construction ordinaire. Celui qui résulte de l'*espace nuisible*, c'est-à-dire de l'espace qui reste entre le piston au haut de sa course et la soupape de retenue, bien que plus considéra-

---

sorbée par la résistance, ou l'effet de la résistance : on aura donc

$$h - h' = m\frac{LV^2 d^4}{D^5};$$

mais la vitesse V est due à la hauteur $\varphi h'$, φ étant le rapport de la densité du mercure à celle de l'air (Voy. note 1 à la fin du mémoire); on a donc $V^2 = 2g\varphi h'$. Bien que φ dépende des hauteurs du baromètre et du thermomètre, on peut ici le regarder comme constant, et l'on aura définitivement

$$h - h' = nh'\frac{Ld^4}{D^5},$$

n étant un coefficient constant à déterminer par l'expérience.

Mes observations et celles de M. Girard, étant loin de donner une valeur constante à n, sembleraient indiquer que les lois qui régissent le mouvement des fluides incompressibles dans les conduites, ne sont pas entièrement applicables au mouvement de l'air dans les tuyaux adaptés aux machines soufflantes : des expériences directes sont absolument nécessaires pour déterminer les circonstances de ce dernier mouvement.

ble, est encore moins grand qu'on ne le croit généralement; dans une seule observation, je l'ai trouvé de $\frac{1}{33}$, rarement va-t-il à un centième. (Soit n le volume de l'espace nuisible, r la surface du piston, l la longueur de la course, la quantité d'air aspirée ne sera plus rl, mais

$$rl - n\frac{h}{b+h},$$

h étant la hauteur du manomètre et b celle du baromètre). Habituellement j'ai fait la réduction en diminuant d'un ou deux centimètres, suivant le cas, la longueur de la course du piston. Ainsi, la différence entre l'air aspiré par les pistons et l'air expiré par les buses ne proviendra guère que des pertes d'air qui ont lieu, soit entre les bords du piston et les parois de la caisse, notamment aux angles, soit à la jonction du couvercle à la caisse et du porte-vent au couvercle, soit aux joints du porte-vent : ces tuyaux, ayant souvent plus de 100 pieds de long, et étant composés de feuilles de fer-blanc d'un pied, et quelquefois moins de longueur, ne peuvent que présenter, dans leurs joints, des issues à l'air.

Ainsi, à l'aide des calculs que je viens d'indiquer, j'ai déduit de mes observations sur chaque machine :

1°. La force employée à la mettre et tenir en mouvement;

2°. La quantité d'air aspirée, exprimée en mètres cubes par seconde ;

3°. La quantité d'air expirée par les buses, exprimée de la même manière et réduite à la densité de l'atmosphère;

4°. L'effet, ou l'effort pour condenser l'air aspiré, et le forcer à passer par les porte-vents et par les diverses ouvertures qui lui donnent issue;

5°. L'effet utile, ou l'effort pour faire sortir uniquement par les buses l'air qui en est réellement sorti.

Pour simplifier le tableau, y rendre plus aisés à saisir d'un coup-d'œil les résultats indiquant le degré de bonté des machines, ainsi que pour faciliter les comparaisons, au lieu de noter explicitement les deux sortes d'effets obtenus par le calcul, je me suis borné à donner, pour chaque machine, leur rapport avec la force employée, cette dernière étant prise pour unité. Ainsi l'on voit qu'à la machine d'Uza, l'effet total est les $\frac{31}{100}$, et l'effet utile les $\frac{19}{100}$ de la force. Par une raison semblable, je n'ai pas porté au tableau la quantité d'air aspirée, mais seulement son rapport avec la quantité employée utilement. Au reste, le tableau portant un des deux termes du rapport et l'expression de ce rapport, il sera toujours aisé de reproduire l'autre terme.

Les hauteurs du baromètre et du thermomètre, bien que nécessaires et employées dans nos calculs, ne sont pas mentionnées au tableau ; le plus souvent elles n'ont été prises que par approximation, et cela était suffisant, vu leur faible influence dans les résultats lorsqu'elles varient peu. Durant mes observations, celles du baromètre n'ont varié qu'entre 0m,75 et 0m765, et celle du thermomètre entre 10 et 15°.

Conséquences.

En jetant les yeux sur la dernière colonne du tableau, celle qui exprime le rapport entre l'air

aspiré par les pistons et l'air soufflé dans le feu par les buses, nous voyons que les pertes de vent ont été considérables; elles ont été des deux tiers de l'air aspiré dans quelques machines, et d'un tiers ou d'un quart dans les bonnes.

Comparant l'effet produit avec la force employée à le produire, nous voyons que nulle part il n'en est la moitié, et que, dans quelques cas, il n'en est même que le dixième. La partie de la force consommée sans produire d'effet soufflant, si je puis m'exprimer ainsi, a été perdue par la roue hydraulique, absorbée par les chocs, et employée à vaincre les frottemens des parties solides, ainsi que le poids des pistons. On sait que les roues hydrauliques ne prennent pas toute l'action du moteur qu'on leur applique; que les roues à aubes en prennent moins que les roues à augets; que les meilleures de celles-ci n'en prennent que les deux tiers, d'après les expériences de Smeaton; et qu'elles en prennent d'autant plus qu'elles reçoivent l'eau à une plus grande hauteur. Aussi voyons-nous que là où nous avons des roues à augets de $3^{m},30$ (10 pieds), recevant l'eau entièrement par-dessus, comme à Castets et aux martinets du Braud et de Castelnau, la perte de force est moins grande qu'ailleurs; et nous pouvons admettre que, dans un soufflet à piston bien disposé, il restera près de la moitié de la force motrice pour condenser et expulser l'air aspiré.

Mais encore plus de la moitié de cette moitié sera rendue nulle par l'effet des pertes d'air et par la résistance des tuyaux, et il n'en restera que peu produisant l'effet réellement utile, c'est-à-dire poussant par la buse l'air dans le four-

neau. Dans la meilleure de nos machines, celle de Castets, cette portion n'est pas le quart de la force primitive ; dans les bonnes (celles d'Uza, de Béliet, de Pontens), elle n'en est pas le cinquième; dans la plupart, elle est bien moindre encore, et nous devons conclure que *dans une machine soufflante à piston et à caisse de bois, d'ailleurs bien disposée, l'effet utile n'y sera guère que la cinquième partie de la force employée à la mouvoir, et que dans l'état habituel il n'en sera même que la sixième :* tel est le résultat principal de mes observations.

Dans cette diminution d'un effet à l'autre, ou même dans la différence de hauteur des deux manomètres, dont l'un serait placé à la naissance des conduites et l'autre à leur extrémité, il est impossible d'assigner ce qui est uniquement dû à la résistance de ces conduites, à cause des pertes d'air souvent imperceptibles qui se trouvent sur divers points de leur longueur. Toutefois, nous avons une expérience faite sur une longue conduite, 135 mètres (415 pi.), et avec beaucoup de soin, qui apprend que l'effet à la naissance de la conduite étant représenté par 100, l'effet à l'extrémité l'est par 73, et que la quantité d'air soufflée par les buses, si elles eussent été adaptées immédiatement à la caisse soufflante, est à la quantité qu'elles ont réellement donnée étant placées à l'extrémité de la conduite, comme 100 est à 90 (les effets sont à très-peu près proportionnels à $h^{\frac{3}{2}}$, et la quantité d'air à $h^{\frac{1}{2}}$). Ainsi, le déchet ne serait que d'un dixième, et encore est-il probable qu'une partie en est due à quelques pertes d'air. C'est très-vraisemblablement par suite de telles pertes qu'à la forge de Béliet une conduite

de 42 mètres donne 12 pour 100 de déchet, et qu'à Castelnau une de 33 mètres en donne 15; tandis qu'à Sauveterne on n'en a que 5, quoique le diamètre de la conduite soit plus petit : la vitesse et la longueur y sont d'ailleurs peu difrentes.

Application à la pratique.

Avant de déduire des résultats que nous venons d'exposer des règles pratiques pour l'établissement des machines soufflantes, il faut examiner la quantité de vent qu'elles auront à fournir aux diverses espèces de feux (hauts-fourneaux, forges catalanes, affineries, chaufferies) en usage dans nos usines à fer, celles du sud-ouest de la France. J'ai donné une attention particulière à cet objet, et je me base uniquement sur l'expérience.

Je commence par les hauts-fourneaux. L'effet du vent dépend de la vitesse et de la quantité. La vitesse est principalement mise en rapport avec la nature du combustible ; elle sera de 80 à 85 mètres (240 à 260 pieds) par seconde pour des charbons tendres, sapin, pin, châtaignier domestique ; de 85 à 90 mètres (260 à 280 pieds) pour des charbons durs, chêne, hêtre : on irait jusqu'à 100 mètres (300 pieds) dans de très-grands fourneaux alimentés par des charbons très-durs. De plus grandes vitesses sont plus nuisibles qu'avantageuses, et ne servent qu'à accélérer la ruine des pierres du *contrevent :* il vaut beaucoup mieux, lorsqu'on a besoin d'une grande quantité de vent, augmenter le diamètre des buses, et bien mieux encore l'introduire par deux tuyères opposées ; il se répand alors plus

uniformément dans l'*ouvrage*, qui en est moins dégradé, et par suite les fondages durent plus long-temps.

Dans les fourneaux de nos contrées, qui ont 8 mètres (25 pieds) de haut et 2 mètres (6 pieds) de diamètre aux *étalages*, où l'on fond des minerais d'alluvion rendant de 33 à 40 pour cent et 2500 kilog. de fonte en vingt-quatre heures, 10 mètres cubes d'air (300 pi. cub.) par minute sont suffisans. Avec 13 mètres cubes (400 pieds) on peut se promettre 3000 kil. de fonte par jour; enfin, dans les hauts-fourneaux de 10 mètres (31 pieds) de hauteur, de 2^{m},50 (8 pieds) de diamètre aux étalages, avec des minerais plus difficiles à fondre et de forts charbons, je ne pense pas qu'on doive dépasser 20 mèt. cubes (600 pieds). Quant au travail à l'aide du charbon de houille (*coak*), les Anglais affirment que leurs fourneaux de 40 à 60 pieds de haut exigent de 1000 à 1500 de leurs pieds cubes d'air (800 à 1200 des nôtres). A la fonderie de Vienne en Dauphiné, j'ai vu donner 38^{m},70 (1130 pieds) avec une vitesse de 126 mètres (388 pieds).

Je remarquai qu'il y a en général exagération dans les quantités de vent indiquées par les auteurs. Elles ont été calculées primitivement en cubant les soufflets, et nous avons vu qu'ils n'aspirent pas habituellement tout l'air indiqué par leur capacité, et que jamais ils n'envoient dans les foyers tout l'air aspiré. Dans les déterminations qui ont été faites avec le manomètre, cet instrument n'a pas été toujours placé près des buses, ainsi que cela eût dû être; enfin, nous avons remarqué qu'il était vraisemblable que les

formules péchassent par excès. On disait généralement autrefois que les hauts-fourneaux du centre de la France dépensaient 400 pieds cubes d'air, et ils n'en recevaient pas réellement moitié. Dans l'ouvrage même de M. Karsten, incomparablement le meilleur de tous ceux qui ont été publiés sur la métallurgie du fer, il me semble qu'on dit beaucoup trop lorsqu'on indique comme quantité simplement suffisante 36 mètres cubes (1050 pieds cubes) pour un haut-fourneau à charbon de bois, lequel fourneau, il est vrai, aurait 12 mètres (37 pieds) de hauteur et $3^{m},60$ (11 pieds) de diamètre (§ 610), et lorsqu'on dit qu'un fourneau ne rendant que 2342 kil. en vingt-quatre heures emploie 23,75 mètres cubes (704 pieds) par minute (§ 541), je crois encore qu'on porte trop haut, dans ce Traité (§ 604) la hauteur due à la vitesse du vent.

Dans les hauts-fourneaux, la force et la quantité de vent restent toujours les mêmes : il n'en est pas de même dans les forges catalanes; elles y varient et augmentent graduellement durant la confection du même *masset*. Dans les bonnes forges de l'Ariège, qui rendent habituellement 160 kil. de fer en barres par masset et 24 massets par semaine, on donne, au commencement, 6 mètres cubes (175 pieds) avec une vitesse de 90 mètres, on fond avec 7 mètres cubes, et on finit par un coup de vent donnant près de 8 mètres cubes (230 pieds), avec une vitesse de 115 mètres (356 pieds).

Nos feux d'affinerie n'emploient guère que 4 mètres cubes (120 pieds) avec une vitesse de 80 mètres, et nos feux de martineteur, étireur et

corroyeur demandent de 1 $\frac{2}{3}$ à 3 mètres cubes (50 à 85 pieds) avec une vitesse de 50 à 75 mèt. (150 à 220 pieds), selon leur objet.

Ces données étant établies, passons aux règles. Je vais parler principalement aux maîtres de forges, et j'emploierai leur langage, c'est-à-dire les mesures ordinaires.

I. On a un courant d'eau; on connaît et le nombre de pieds cubes qu'il en donne par minute, et la chute qu'on a ou qu'on peut se procurer. On veut établir un soufflet à pistons dans cette localité, et l'on demande quelle quantité de vent on peut s'en promettre.

Nous admettons que ce vent entrera dans le feu avec une vitesse moyenne de 260 pieds par seconde, vitesse que nous avons vue convenir à nos hauts-fourneaux et à nos affineries. (Dans nos climats, et à une élévation au-dessus de la mer, qui n'excède pas mille pieds, elle correspond à 15 lignes du manomètre ou pèse-vent à mercure.)

On multipliera le nombre de pieds cubes d'eau par la hauteur de la chute exprimée en pieds, on prendra la huitième partie du produit, et l'on aura, en pieds cubes, la quantité d'air cherchée.

On la répartira d'après les bases ci-dessus entre les divers feux qu'on se propose d'établir.

II. Pour avoir le diamètre de la buse propre à chacun de ces feux, de manière à ce qu'il reçoive la quantité d'air qui doit lui revenir, on prendra la racine carrée de cette quantité, on l'augmentera d'un tiers, ou, plus exactement, de ses trois

dixièmes, et l'on aura, en lignes, le diamètre cherché (1).

III. La quantité d'air à employer étant connue, pour déterminer les dimensions de la machine qui doit la fournir, on augmentera de moitié cette quantité, vu les pertes inévitables; on divisera la somme d'abord par le nombre de levées des deux pistons en une minute (nombre qui ne doit pas dépasser 25 ou 30 pour les pistons à liteaux), et puis par la hauteur de la levée du piston, hauteur qu'on fixera convenablement à 2 pieds et demi; enfin on prendra la racine carrée du quotient. On aura de cette manière le côté du carré servant de base à la caisse, c'est-à-dire sa longueur et sa largeur dans œuvre. Quant à la hauteur, elle sera de 3 pieds.

---

(1) D'après la note 1 (page 191), on a

$$E = P \times \frac{V^2}{2g} = 0{,}0618\, Q.\, V^2 = 440\, Q,$$

t étant $12^o{,}5$, $b = 0^m{,}744$, et $h = 0^m{,}0338$.

De plus, F exprimant la force motrice, A le volume d'eau en 1'', C la chute, on aura

$$F = A.C.1000 \text{ kil.},$$

et comme, d'après ce que nous avons vu, l'effet ne sera habituellement que la sixième partie de la force, on aura encore

$$A.C.1000 = 6 \times 440\, Q, \text{ d'où}$$
$$Q = 0^m{,}379\, A\, C \text{ mètres cubes},$$

ou, en pieds cubes, par seconde comme par minute,

$$Q = 0{,}123AC = \tfrac{1}{8} A\, C.$$

On a, en général,

$$Q = \frac{\pi}{4} d^2 V, \; d \text{ étant le diamètre de la buse.}$$

Mettant pour V sa valeur déduite de la valeur de h ci-dessus, prenant la minute pour unité de temps, et exprimant d en lignes, on obtiendra $d = 1{,}301 \sqrt{Q}$.

IV. Si l'on voulait opérer inversement, c'est-à-dire qu'ayant arrêté le nombre de feux à établir, et par suite la quantité de vent à dépenser, on voulût savoir quelle serait la quantité d'eau motrice nécessaire pour la machine soufflante à établir, la hauteur de la chute étant connue, on n'aurait qu'à multiplier le nombre de pieds cubes d'air par 8, et puis diviser par la hauteur de la chute.

Donnons des exemples de ces divers cas.

I. On a un courant qui fournit 300 pieds cubes d'eau par minute avec une chute de 12 pieds. Quelle quantité de vent peut-on espérer d'une machine à piston mue par ce courant?

Multipliez les 300 pieds cubes par les 12 pieds de chute, vous aurez. 3600

Prenez-en la 8e. partie, et vous obtiendrez 450 pour la quantité d'air à dépenser, exprimée en pieds cubes par minute.

II. Avec cette quantité, on veut établir un haut-fourneau de 27 pieds, on lui donnerait le vent par deux tuyères opposées; chacune dépenserait ainsi 225 pieds cubes d'air par minute: quel serait le diamètre de la buse à mettre dans chacune des deux tuyères pour obtenir ces 225 pieds cubes?

Prenez la racine carrée de 225, c'est. 15 lign.

Augmentez ce résultat de ses trois dixièmes, c'est-à-dire de. . . . . $4 \frac{1}{2}$

Et vous aurez. . . . . $19 \frac{1}{2}$ lign.

pour le diamètre cherché.

III. Passons aux dimensions de la machine. Admettons 16 levées par minute pour les deux pistons et $2 \frac{1}{2}$ pieds de levée par piston.

La quantité d'air utilisée est de. . . . 450
Augmentez-la de sa moitié. 225

et vous aurez. 675
Divisez ce nombre par 16, il en résultera 42,19
Divisez-le encore par 2 ½, il viendra. 16,88
La racine carrée de ce nombre sera. . 4,11

Ainsi le piston, s'il est carré, aura de côté 4,11 pieds, ou 4 pieds 1 pouce et demi : s'il était rond, il faudrait 4 pieds 8 pouces de diamètre.

IV. Supposons que, sur un courant d'eau, et dans un lieu où l'on peut se procurer une chute de 11 pieds, on veuille établir une usine consistant : 1°. en un haut-fourneau de 25 pieds de haut, alimenté par du charbon de chêne et de hêtre, et donnant 5 milliers (2500 kil.) de fer par jour; 2°. deux affineries faisant chacune 7 quintaux (350 kilog.) de fer par jour,

Il faudra, pour le haut-fourneau, quantité de vent. . . . . 400 pds. c.
Pour les deux affineries. 250

En tout. 650
Je multiplie ce nombre par 8

et j'ai. 5200
Je le divise par la chute. 11
et le quotient. 473
indique le nombre de pieds cubes que le courant doit fournir en une minute pour produire l'effet désiré.

Des jaugeages, faits avec soin et en diverses saisons, indiqueront si l'on peut compter sur cette quantité, et combien de temps dans l'année on peut y compter.

NOTES.

I.

Calcul de l'effet dans les machines soufflantes.

Soit demandé :

La vitesse du vent au sortir de la machine.. = V
La quantité de vent, ou le vol. d'air sorti en 1''. = Q
Le poids ou masse de cet air. . . . . = P
L'effet utile de la machine. . . . . = E.

Soit donné :

La surface de l'orifice de sortie (orifice de la buse) . . . . = s
La hauteur du manomètre placé sur la machine . . . . = h
L'indication du baromètre, dans l'atmosphère, près la machine. . . . . = b
L'indication du thermomètre centigrade dans cette atmosphère. . . . . = t.

Faisons $1 + 0{,}004t = T$.

On sait :

1°. Que la vitesse d'un fluide sortant d'un vase par un petit orifice est égale à celle qu'aurait acquise un corps pesant tombant de la hauteur comprise entre l'orifice et le niveau du fluide dans le vase. (Cette vitesse est exprimée par $\sqrt{2gH}$, g étant l'action de la gravité et égal à $9^m,8088$, et H étant la hauteur.)

2°. Que lorsque l'écoulement a lieu en vertu d'une pression exercée sur le fluide, telle serait celle d'un piston chargé d'un poids, la vitesse est due à la hauteur d'une colonne du fluide sortant, laquelle colonne aurait pour base la surface pressée, et serait d'un poids égal à celui qui presse.

Ces règles sont appliquées aussi aux fluides élastiques.

Cela posé, si l'on adapte un manomètre à mercure à une machine soufflante, la hauteur du mercure indiquera la pression, ou plutôt l'excès de pression sur l'air de l'atmosphère, excès en vertu duquel le vent sort. Ainsi, la vitesse de sortie sera due à la hauteur d'une colonne de l'air sortant, et qui aurait même poids que la colonne mercurielle, ou, ce qui revient au même, à la hauteur de cette dernière colonne, augmentée dans le rapport de la densité du mercure à celle de l'air dans la machine. On aura donc

$$V = \sqrt{2gh \frac{\text{densité du mercure}}{\text{densité de l'air}}}.$$

On sait encore : 1°., que, d'après les expériences de MM. Biot et Arago, le rapport de la densité du mercure à celle de l'air est de 10467 à 1, à 0° de température, et sous la pression barométrique de $0^m,76$; 2°. que, d'après les expériences de M. Dulong, la densité du mercure diminue de 0,00018 par dégré d'accroissement de température, à partir de 0° ; 3°. que, d'après les expériences de M. Gay-Lussac, la diminution de densité pour l'air est de 0,00375 par augmentation d'un degré du thermomètre, et qu'avec M. la Place on porte ce nombre à 0,004 lorsqu'on veut tenir compte de la diminution de densité due à la présence des vapeurs aqueuses dans l'air atmosphérique ; 4°. enfin, que la densité de l'air augmente proportionnellement à la pression (celle qui comprime l'air dans la machine est $b+h$). Ainsi,

$$V = \sqrt{2gh \frac{10467}{1} \cdot \frac{1-0{,}00018t}{1-0{,}004t} \cdot \frac{0{,}76}{b+h}},$$

le terme 0,00018t, étant toujours fort petit, peut être négligé sans erreur notable : de plus, la considération des vapeurs aqueuses généralement abondantes près des machines soufflantes doit porter à l'omettre. On a encore sensiblement

$$\frac{1}{1-0{,}004t} = 1 + 0{,}004t = T.$$

Donc, et en définitive,

$$V = 395 \sqrt{h \frac{T}{b+h}} \text{ mètr.}$$

Le volume d'air sorti sera évidemment, abstraction faite de toute contraction de veine, sV; mais cette expression se rapporte à l'air pris à la densité qu'il a dans la machine. Pour le réduire à la densité de l'atmosphère circonvoisine, il faut multiplier sV par le rapport entre les densités ou pressions des deux airs $\frac{b+h}{b}$; ce qui donnera, en mettant pour V sa valeur,

$$Q = 395 \frac{s}{b} \sqrt{h(b+h)T} \text{ mèt. cub.}$$

Un mètre cube d'air, à 0°. de température et à 0m76 de pression barométrique, pèse 1,299 kil. : à t^o. et b de pression, il pèsera

$$1,299 \frac{b}{0,76T}. \text{ Ainsi,}$$

$$P = 676\, s \sqrt{h \frac{(b+h)}{T}} \text{ kil.}$$

Enfin, l'effet utile d'une machine soufflante, étant la masse ou poids de l'air soufflé, multiplié par la hauteur dont ce poids est censé être tombé pour avoir acquis la vitesse de sortie V (voyez ci-dessus page 175), sera :

$P \times \frac{V^2}{2g}$, et, toute réduction faite, on aura

$$E = 5377500\, sh^{\frac{3}{2}} \sqrt{\frac{T}{b+h}} \text{ kil. élevés à 1 mèt. en 1''.}$$

Dans une machine à piston, les valeurs de V, Q, P et E peuvent être déduites des dimensions et du degré d'activité de la machine, sans l'intervention du manomètre, en admettant toutefois que tout l'air condensé sort par les buses.

Soient r la surface du piston, u sa vitesse; on a évidemment $Q = ru$, $V = u \frac{r}{s}$, et par suite

$$E = 0,0871 \frac{bu^3r^3}{Ts^2}.$$

II.

Remarques sur chaque machine soufflante.

1. *Aciérie de Toulouse.*

La soufflerie de cette usine, construite il y a huit ans, a besoin de réparations; il y a des pertes d'air considérables.

Le vent sortant des deux caisses soufflantes est conduit dans une caisse-réservoir d'environ un mètre et demi cube de capacité; mais comme il en part un grand nombre de tuyaux dont le développement est de 120 mètres, et dont les diamètres varient de $0^m,15$ à $0^m,07$, et que ces tuyaux font office de réservoir, on peut bien porter sa capacité à près de 4 mètres cubes.

J'ai profité de ce grand nombre de conduites pour tâcher d'évaluer l'effet de la résistance que l'air éprouve en les parcourant : le manomètre a été adapté à l'extrémité de douze d'entre elles, et il s'est tenu sensiblement à la même hauteur que sur le réservoir; à l'extrémité d'une seule conduite de 19 mètres de long et de $0^m,15$ de diamètre, on n'a eu que 12 millimètres au lieu de 13 qu'on en avait sur le réservoir, et même à l'extrémité d'une conduite de 20 mètres.

Le peu d'effet de la machine provient et des pertes d'air dont nous avons parlé et de la médiocre disposition de la roue. Cette roue a $3^m,25$ de diamètre; elle est à palettes, mais contenues entre deux joues : quoiqu'on ait habituellement 3 mètres de chute, l'eau n'atteint la roue qu'à $0^m,85$ au-dessus de sa partie inférieure, et cette partie inférieure est contenue dans un coursier, sur une hauteur verticale de $0^m,80$. On peut dire que c'est une bonne roue à palettes et une mauvaise roue à augets.

Les observations rapportées au tableau ont été faites en dernier lieu et avec soin.

Antérieurement, et notamment en 1822, j'avais fait sur cette même machine quelques expériences, à l'effet de voir le rapport qu'il y a réellement, dans les soufflets à piston, entre l'eau dépensée (sous une même chute) et l'indication du manomètre. Je donne leur résultat dans le ta-

bleau ci-joint, et pour montrer plus aisément la loi que suit la série de chacune des quantités observées, je reproduis chaque série, en la faisant commencer par 1. J'ai donné encore une série des quantités d'eau, telles qu'elles me semblent indiquées par la théorie, la hauteur du manomètre étant connue (1).

N°. de l'exp.	Quantités observées.			Quantités réduites.			
	Eau. (q)	manometr. (h)	Vitess. (v)	Eau.	Man.	Vitesse.	Eau d'après la théorie.
	mèt. cub.	mèt.	mèt.				
1	0,203	0,0104	1,27	1,00	1,00	1,00	1,00
2	0,221	0,0126	1,40	1,09	1,21	1,10	1,28
3	0,256	0,0135	1,61	1,26	1,30	1,29	1,51
4	0,269	0,0140	1,53	1,33	1,34	1,21	1,50
5	0,352	0,0192	1,90	1,74	1,84	1,52	2,40
5*bis*.	0,352	0,0192	2,16	1,74	1,84	1,70	2,25
6	0,440	0,0237	2,21	2,17	2,28	1,74	3,21
7	0,492	0,0262	. . .	2,42	2,53	. . . .	. . . .
8	0,587	0,0298	2,52	2,87	2,87	1,97	4,40
9	0,678	0,0339	2,64	3,34	3,27	2,08	5,22
9*bis*.	0,678	0,0339	2,67	3,34	3,27	2,10	5,25

(1) L'effet des roues hydrauliques, de l'espèce dont il s'agit ici, est généralement donné, d'après les divers auteurs (Eytelmein, Petit, Navier, etc.), par la formule

$$E = nq\left\{ H + \frac{v}{g}\left(\sqrt{2gH'} - v\right)\right\}$$

E = effet produit, v = vitesse de la roue au point de percussion, H = hauteur de l'arc de la roue chargé d'eau (ici = 0,80), H' hauteur de l'eau au-dessus de cet arc (dans nos expériences = 2,80), q = quantité d'eau dépensée.

Dans les machines soufflantes, on a aussi :

$$E = n'Qh, \text{ et}$$
$$Q = n''v, \quad Q \text{ étant le volume d'air soufflé.}$$

Donc

$$q = n''' \frac{h.\ v}{H + v\left(\sqrt{2gH'} - v\right)}$$

n, n', n'', n''' sont des coefficiens constans dans la même machine, et peu importe leur valeur lorsqu'il ne s'agit que de rapports.

Le tableau montre que la quantité d'eau dépensée est sensiblement proportionnelle à h et non aux valeurs de q, ou, à très-peu-près, aux valeurs de hv ou de $h^{\frac{3}{2}}$, ainsi que cela devrait être d'après la théorie. La cause de la différence me paraît être dans la formule exprimant l'effet des roues mues à-la-fois par le poids et par le choc de l'eau ; il serait à désirer que l'exactitude de cette formule fût vérifiée par des expériences faites en grand.

2. *Aciérie de Toulouse.*

Cette machine, située dans la même usine que la précédente, est presque neuve et va fort bien ; il y a très-peu de pertes d'air, et si l'effet est si foible par rapport à la force employée, cela provient et de ce qu'on a ici une simple roue à palettes et d'un gaspillage d'eau.

Nous avons encore ici un grand développement de tuyaux (114 mèt.), et nous nous en sommes servis pour constater l'effet des résistances ; il a été plus sensible que dans l'autre machine, et nous avons eu jusqu'à 3 millimètres de différence entre les hauteurs des manomètres au réservoir et aux buses. Cette plus grande différence provient en partie de ce que l'air se mouvait dans les tuyaux avec une plus grande vitesse.

3. *Martinet Bosc.*

Cette usine, située dans un faubourg de Toulouse, fait partie de l'aciérie établie dans cette ville : la soufflerie y est construite d'après les mêmes principes. Les observations que je rapporte ont été faites par MM. Tardy et Thiebaud, qui les ont publiées à la fin de leur beau travail sur les trompes. Depuis, cette machine sert à un plus grand nombre de feux.

4. *Aciérie de Pamiers.*

C'est encore MM. Tardy et Thiebaud qui ont fait les observations à cette usine. Depuis encore, le nombre de feux a été doublé, et la machine produit un effet à-peu-près-double. Si cet effet est d'ailleurs si petit par rapport à la force, c'est qu'on n'a qu'une roue à palettes, qui prend l'eau entièrement par-dessous.

5. *Grèzes.*

Cette machine, à-peu-près neuve à l'époque de mes observations, en 1821, fonctionnait bien. Elle aurait produit un plus grand effet si l'on eût donné à la roue, qui n'a que $1^m,93$ de diamètre, $0^m,50$ de plus, et c'était facile.

Dans cette machine, comme dans les cinq suivantes, l'eau est donnée à la roue par un *bec de canne.*

6. *Moulinet.*

Sur une chute de $3^m,90$, la roue n'a pas 2 mètres : de là vient le peu d'effet comparativement à la force ; beaucoup d'eau sort par jaillissement des augets dès qu'elle y entre. Les pistons étaient, lors de l'expérience, levés par des crémaillères, et le souffle était uniforme ; mais ce mécanisme étant peu solide, on lui a substitué de grosses cames.

7. *Cuzorn.*

Cette usine, nouvellement établie, présente une forge catalane, la seule qui, à ma connaissance, soit activée par une machine à piston, machine qui me semble peu convenable à ce genre de feu, sur-tout lorsqu'elle en sert d'autres qui exigent un vent continu, vu les variations qu'il faut faire subir à la force du vent dans le travail à la catalane. On manie avec une extrême facilité une trompe ; il n'en est pas de même d'une machine à piston : la roue doit avoir une certaine vitesse, au-dessous de laquelle on ne peut convenablement descendre, si l'on veut obtenir un bon effet. D'ailleurs, malgré le préjugé contraire, les trompes donnent un vent plus fort que les pistons, puisque celles de l'Ariège, en finissant le masset, élèvent le manomètre à $0^m,067$ (30 lig.) : aucune des machines à piston que j'aie observées ne travaille avec une pareille force, et celle du Cuzorn, qui est une des bonnes, ne porte pas même habituellement cet instrument à $0^m,045$ (20 lig.). De là vient, en partie, la moindre quantité de fer qu'on fait à Cuzorn, dans un même temps, comparativement aux forges de l'Ariège.

8. *Sauveterre.*

Je ne saurais répondre des résultats de l'observation que je présente dans le tableau. Le manomètre m'a offert une circonstance extraordinaire; le mercure, au lieu de se porter, dès le commencement de la levée du piston, à une certaine hauteur et d'osciller autour d'un terme moyen, s'est élevé très-graduellement de 0 à 54 millim., me semblant toutefois se tenir plus près de ce dernier terme que du premier : de sorte que, sur les lieux, j'ai cru devoir fixer la moyenne à 40; mais cette fixation est presque arbitraire. L'élévation du manomètre a encore été graduelle aux *échappoirs* des buses ; elle s'est portée à 49, quantité qui se réduit à 37, en suivant la même proportion : de plus, l'eau motrice n'a été jaugée que postérieurement à l'observation, et par M. le capitaine d'artillerie Carrière.

9. *Martinet de Sauveterre.*

Je ne puis également présenter que comme une approximation les données et résultats relatifs à la soufflerie de cette usine : mes observations ont été faites à des époques différentes, et je les ai ensuite combinées entre elles.

10. *Le Brand.*

Avec une chute de $4^m,40$ et une roue de pareille hauteur, l'eau n'est donnée qu'à $1^m,70$ au-dessous de son sommet; il y a même quelques années que, suivant une coutume du pays, elle n'était donnée qu'à $0^m,30$ au-dessus du diamètre horizontal ($2^m,50$ au-dessous du sommet). Les pistons sont levés à l'aide de crémaillères, dont les dents, ou plutôt les fuseaux, sont en bois. Cette disposition, quoique peu solide, rendait la levée très-uniforme. Le manomètre s'élevait à 49 millim. sur une caisse et à 40 sur l'autre.

11. *Soufflet hydraulique du Brand.*

Je place parmi nos machines à piston un soufflet qui a bien quelques rapports avec elles, et qui est peut-être le seul de ce genre qui existe en France. Je donne en conséquence quelques détails.

Il y a une quinzaine d'années que le propriétaire de l'usine, M. Alexis Gignoux, homme instruit et ingénieux, ayant lu dans, le *Traité de minéralogie* par M. Brongniart (tom. 2, p. 325), le petit nombre de lignes qui concernent l'espèce de machine soufflante connue sous le nom de *soufflet hydraulique*, entreprit d'en établir une à son martinet du Brand. Il fit d'abord les cloches mobiles en feuilles de cuivre, elles crevèrent : il leur en substitua d'autres en bois ; mais comme en plongeant dans l'eau elles déplaçaient une grande quantité de fluide, et qu'elles perdaient ainsi beaucoup de leur poids, malgré les dispositions faites pour les équilibrer, il fallait une assez grande force pour les enfoncer. De plus, lors de l'immersion, par le déplacement de l'eau et par l'effet de la condensation de l'air, l'eau s'élevait brusquement dans les cuves immobiles, et l'élévation se faisait souvent par jets, qui tombaient quelquefois dans l'usine, et y étaient une cause de saleté. Les cuves et cloches, avec l'échafaudage qui les soutenait en l'air, exigeaient une assez grande dépense et un assez grand entretien, et, en résultat, cette grosse machine suffisait à peine pour un martinet.

En 1818, M. Gignoux, éclairé par l'expérience, résolut de faire des cloches en fonte. J'aurais désiré que le Gouvernement l'eût assisté dans une dépense qu'il faisait encore plus dans l'intérêt de l'art que dans le sien propre. Les cloches ou cylindres, composés de pièces bien jointes, ont $1^{m},70$ de diamètre et $1^{m},30$ de hauteur. En 1822, époque de mes observations, cette machine était en pleine activité, et fournissait le vent à deux affineries. Les cloches se levaient d'elles-mêmes par l'effet de contre-poids, et elles étaient baissées à l'aide d'étriers saisis par les cames de l'arbre tournant, lequel était au-dessous de tout l'appareil. La grandeur de l'abaissement était de $0^{m},368$ (21 pouc.). Au couvercle de chaque cloche était adapté un tuyau de cuir flexible, dont l'autre extrémité aboutissait à un petit réservoir commun placé à un mètre environ au-dessus des cuves. Il en partait deux porte-vents allant aux deux affineries ; ils avaient, l'un 10 et l'autre 18 mètres de long, et ils étaient terminés par des buses de $0,^{m}024$ (15 lign.) de diamètre.

Le manomètre, placé sur le réservoir, a oscillé entre 22 et

36 millim., se tenant habituellement près de ce dernier nombre, et ne descendant au premier que lors de la reprise du soufflet : on peut admettre 32 pour terme moyen.

La roue hydraulique est bien disposée ; elle a 3m,25 (10 pieds) de diamètre, et reçoit l'eau entièrement par-dessus. Si, malgré cela, l'effort transmis aux cloches, et qui sert à la condensation de l'air, n'est que les 0,46 de l'effort du moteur, cela tient en partie à l'effort nécessaire pour produire l'immersion dans son dernier moment, vu la perte du poids due au déplacement du fluide.

En définitive, le soufflet hydraulique du Brand est égal en bonté et force aux machines à pistons des usines voisines, mais il exige un plus grand emplacement et plus de soins. Comme soufflet hydraulique, c'est-à-dire comme machine soufflante dans laquelle l'eau fait l'office de piston (piston fixe à la vérité), il est d'ailleurs inférieur, sous tous les rapports, à la *machine à tonneaux*, qui nous est dernièrement venue d'Angleterre, et que j'ai fait connaître dans le tome IX des *Annales des Mines*.

12. *Béliet.*

On a ici une des bonnes machines de nos contrées. Les observations y ont été faites avec soin ; peut-être indiquent-elles une plus grande quantité d'eau motrice qu'il n'en est dépensé réellement : elle est versée sur la roue par un *bec de canne,* et nous avons pris 0,90 pour coefficient de la contraction de la veine.

Nous avons donné une attention particulière aux mouvemens du manomètre et aux irrégularités dans l'effet des diverses cames. Sur le même plan vertical, l'arbre tournant en porte trois, qui agissent successivement sur le même piston, et elles y agissent inégalement ; cette inégalité se transmet assez proportionnellement à l'extrémité des porte-vents de chacune des deux caisses qui vont au haut-fourneau et aux deux affineries, ainsi qu'on le voit dans le tableau suivant, où l'on a indiqué la hauteur à laquelle chacune des trois cames porte successivement le manomètre placé soit à l'origine, soit à la fin des diverses conduites partant de chaque caisse.

Position du manomètre.	Première caisse.			Seconde caisse.		
	mill.	mill	mill.	mill.	mill.	mill.
Immédiatement sur les caisses.	55,0	42,9	44,0	33,8	38,3	39,5
Affinerie, 5 mètres de porte-vents.	33,8	40,6	42,9	32,7	36,1	40,6
Affin., 15 mèt. de port.	33,8	40,6	41,7	....	....	....
Fourn., 42 mèt. de port.	28,2	33,8	35,0	23,7	29,3	31,6

L'échelle de notre manomètre était divisée en lignes, et nous rappellerons que nous ne répondons des indications qu'à une demi-ligne ou un millimètre près ; cependant, ici, je ne pense pas que les erreurs atteignent cette limite.

Le haut-fourneau de Béliet rend jusqu'à trois mille kilogrammes de fonte par jour, et ne reçoit que 280 pieds cubes d'air par minute. Lors même que la machine porterait le manomètre à 50 millimètres, et elle ne le peut guère, la dépense n'irait pas à 320 pieds cubes.

A un quart de lieue de la forge, on a un martinet dont le feu est animé par une petite machine à piston ; le manomètre, placé sur les caisses, s'y élevait jusqu'à 54 millim., et à 50 aux *échappoirs* d'un porte-vent de 15 mèt. de long et $0^m,10$ de diamètre.

13. *Fourneau de Castelnau.*

La roue hydraulique a $5^m,20$ de diamètre, et l'eau tombe, sur son sommet, de $1^m,80$ de hauteur. En conséquence, la machine devait produire un plus grand effet que celui que j'ai trouvé : vraisemblablement, quelque imperfection dans la machine ou dans les conduites, aura échappé à mes regards.

Le manomètre, placé sur la première caisse, s'y élevait brusquement à 63 millim., puis il descendait à 36, remontait et se tenait à 47. Sur l'autre caisse, il montait assez uniformément à 49. A l'extrémité du porte-vent de la première caisse, il s'élevait d'abord à 41, et se tenait ensuite à 35. Près de l'autre buse (qui avait 2 lignes de diamètre de plus que la précédente), il indiquait 34.

M. Léon Brothier, fils du propriétaire de l'établissement, et qui a une pleine connaissance de la théorie de ces machines, a refait les expériences depuis mon passage. Sa force motrice était la même ; mais, au lieu de 17 levées un tiers de piston en une minute, il en a eu 18 : la surface de l'orifice des buses avait été portée de 0,171 à 0,0022 mètres carrés. Le manomètre marquait moyennement 47 millim. sur les caisses et 33,8 près les buses. Ces données indiquent 0,105 pour le rapport de la force à l'effet utile : nous avions eu 0,09.

L'eau motrice est amenée par un canal en maçonnerie de 41 mètres de long, $0^m,83$ de largeur constante et de $0^m,365$ de profondeur d'eau. On a pris, à l'aide de flotteurs, la vitesse de la superficie, et on l'a diminuée d'un cinquième, d'après les observations de M. Prony, pour avoir la vitesse moyenne : cette vitesse, multipliée par la section, a donné le volume d'eau.

14. *Forge de Castelnau.*

Beaucoup de pertes d'air auxquelles on n'avait aucun intérêt à remédier, car on avait assez de vent à la forge, sont principalement cause du peu d'effet de cette machine.

M. Léon Brothier a également répété les expériences avec des buses de $0^m,00129$ mètres carrés de surface, et les pistons ayant 18 levées par minute. Le manomètre indiquait 41 millim. sur les caisses et 34 près les buses. L'effet utile était les 0,12 de la force employée.

15. *Ichoux.*

Nous avons ici une des machines les plus intéressantes. L'arbre tournant porte deux roues hydrauliques, une à chaque extrémité. Une d'elles est à palettes, et prend par-dessous l'eau qui a déjà mu les marteaux de la forge, laquelle est à 120 mètres en amont. L'autre roue est à augets ; elle reçoit l'eau d'un petit courant particulier, à 2 mètres au dessus de l'extrémité inférieure du diamètre vertical : $0^m,65$ plus haut, elle reçoit encore, par un long coursier soutenu en l'air, une petite dérivation du bassin placé au-dessus de la forge. Tous ces moyens réunis sont à peine suffisans pour produire la force nécessaire. Je l'ai

dit, l'eau manquait à Ichoux ; il fallait y vaincre la nature : M. Larrcillet l'a entrepris, et son esprit actif et ingénieux en est venu à bout. La complication résultant des trois moteurs employés ne m'a pas permis de déterminer exactement la force motrice ; un essai que j'ai fait m'a conduit à un résultat manifestement erroné : je ne le rapporte pas.

J'ai été plus heureux sous le rapport d'une détermination très-importante que j'avais à faire sur cette machine, celle de la résistance opposée au mouvement de l'air par une conduite de 135 mètres de long. En 1821, j'avais déjà tenté cette détermination ; mais ma manière d'opérer ne m'ayant pas satisfait, je suis retourné sur les lieux à la fin de l'année dernière, et j'ai pu faire très-convenablement l'expérience. J'entre dans quelques détails.

La machine soufflante consiste en deux caisses : au couvercle de chacune est adapté un gros porte-vent, lequel aboutit à un petit réservoir commun, en forme de baril, établi à quelques pieds au-dessus des caisses. Il en part deux conduites de $0^m,162$ de diamètre, ayant, l'une, 135 mètres, et l'autre 125 de long : chacune porte le vent à une affinerie. A chaque couvercle est encore adapté un second porte-vent, qui aboutit encore à un second baril servant de réservoir commun, et duquel il part une troisième conduite pareille aux précédentes, et de 136 mètres de long : à 40 mètres avant son extrémité, on a adapté un petit tuyau d'un pouce de diamètre et de 5 mètres de long, qui porte le vent à une petite forge. Les quatre buses qui terminent ces quatre tuyaux ont de 12 à 13 lignes de diamètre.

Le manomètre, placé

1°. Sur une des caisses, s'y élevait d'abord à 36 millim., puis descendait à 28, et ensuite il oscillait entre 24 et 29. Sur l'autre caisse, le mercure était d'abord porté à 40, puis l'oscillation se faisait autour de 30.

2°. Sur le réservoir d'où sortaient les deux grandes conduites, l'oscillation avait lieu entre 28 et 32 : moyenne, 30.

3°. Vers l'extrémité de la conduite de 135 mètres (à l'*échappoir* près la buse), les secousses à la relevée d'un piston portaient encore ici le mercure jusqu'à 40 ; puis l'oscillation se faisait entre 21 et 28. Après une longue

attention, j'ai admis 24,4 pour hauteur moyenne. A l'extrémité des deux autres grosses conduites, la moyenne était 25, et, au feu de la petite forge, 23.

Ces observations, vu leur importance, ont été répétées dans la journée, et en présence de plusieurs personnes, qui, toutes, ont admis que la différence des hauteurs manométriques, à la naissance et à l'issue des conduites, n'était que de 2 $\frac{1}{2}$ lignes au plus.

16. *Pissos.*

Cet établissement est nouvellement fait. La machine n'y produit pas tout l'effet qu'on devait en attendre, par suite des mauvaises constructions en usage dans le pays; il serait aisé de doubler la hauteur de l'arc de la roue chargé d'eau, et l'on sait que l'effet des roues à augets dépend principalement de cette hauteur.

Je cite un fait arrivé dans cette usine. Il y a environ quatre ans que les eaux étant basses, la roue allait lentement; à tout instant, elle semblait vouloir s'arrêter, et ne reprenait son mouvement que par saccades. Le travail du haut-fourneau était mauvais, et l'on craignait d'être obligé de *mettre hors*. Un jour, par suite de la négligence du garde-fourneau, le bout des buses se brûla, l'orifice s'agrandit, la roue augmenta de vitesse, et le fourneau reprit un bon train. Le propriétaire, M. Larrcillet, vit de suite ce qui en était : il laissa aux buses leur plus grande bouche; il pratiqua une nouvelle ouverture dans les caisses, et il conduisit au fourneau le vent qui en sortait : il eut ainsi plus de vent; et, ce qui semble paradoxal, il fallut moins de force pour le produire. La théorie rend raison de ce fait, en nous apprenant que la force motrice est en raison directe du cube de la quantité d'air soufflée, et en raison inverse de la quatrième puissance du diamètre des

---

(1) D'après la note 1, F étant la force, d le diamètre de l'orifice, Q la quantité d'air soufflée, on a $F = nPV^2 = n'QV^2$. De plus

$Q = \frac{\pi}{4} d^2 V$; donc $F = n'' \frac{Q^3}{d^4}$; et n, n', n'' sont des coefficiens constans.

buses ; elle montre qu'il faut moins de force pour faire passer 400 pieds cubes d'air, par exemple, par une buse de 22 $\frac{1}{2}$ lignes de diamètre que 300 par une buse de 18 lignes.

17. *Pontens*.

Je n'ai aucune observation à faire sur la machine, d'ailleurs assez forte et assez bonne, de l'usine de Pontens.

18. *Uza*.

Celle de la belle forge d'Uza est la plus grande du midi de la France : elle donne jusqu'à 1500 pi. cub. d'air et plus par minute. Quoiqu'elle soit renfermée, avec tous les feux qu'elle anime, dans une seule enceinte, elle présente un développement de plus de 160 mèt. (500 pieds) de tuyaux.

Le manomètre, placé sur une des deux caisses, s'y élevait jusqu'à 77 millim., et sur l'autre à 59 seulement. Cette différence se remarquait à l'extrémité des porte-vents qui allaient aux divers feux, ainsi qu'on le voit dans le tableau ci-contre. J'y indique, non la moyenne, mais la plus grande hauteur qu'atteignait le mercure. On voit qu'en général les hauteurs décroissent à mesure que la distance augmente, sans toutefois qu'il y ait un rapport suivi entre les décroissemens et les distances; mais, comme je l'ai plusieurs fois fait observer, les décroissemens ne sont pas un simple effet de la distance, ou de la résistance des tuyaux, mais encore, et plus dans beaucoup de cas, des pertes d'air qui ont lieu le long des conduites.

Distance à la machine.	Caisse, N°. 1	Caisse, N°. 2
mèt.	mil.	mil.
0	77	59
11	72	57
15	68	57
23	59	54
28	59	50
30	59	49

L'inégale action des cames sera encore ici une des causes de l'irrégularité.

19. *Castets*.

Voici la meilleure de nos machines sous le rapport de l'effet dynamique. Elle était presque neuve à l'époque de mes observations. La roue, de $3^m,25$, est bien faite, bien

placée, et reçoit l'eau entièrement par-dessus; on aurait pu, toutefois, se dispenser de lui faire communiquer le mouvement à l'arbre des cames par un engrenage; un seul arbre, avec des cames en forme de roues excentriques, eût été plus convenable.

Le manomètre, adapté à une des caisses, s'y élevait uniformément à 34 millimètres : là, il hésitait un instant, puis il montait jusqu'à 50, et quelquefois même à 54. Lors de l'aspiration, il descendait à 3 millimètres au-dessous de zéro. Sur l'autre caisse, l'élévation était moindre de 5 millimètres.

Les pertes d'air, notamment aux coulisses qui ferment et ouvrent, à volonté, le passage de l'air tantôt par les buses, tantôt par les échappoirs, étaient considérables : en fermant les issues qui donnent lieu à ces pertes, en faisant les améliorations ci-dessus indiquées, et plaçant des soupapes de retenue à l'entrée des porte-vents que l'on conduirait à une petite caisse-réservoir, d'où il ne partirait qu'un tuyau pour chaque feu, on aurait un soufflet aussi bon qu'il est possible de l'avoir avec des caisses en bois; l'effet produit y serait plus du quart de la force employée à le produire.

SUITE DE LA NOTICE

Sur le gisement, l'exploitation et le traitement des minerais d'étain et de cuivre du Cornouailles;

Par MM. DUFRENOY et ÉLIE DE BEAUMONT, Ingénieurs au Corps royal des Mines.

III. *Traitement du minerai de cuivre dans le Sud du pays de Galles* (1).

§ 93. — Le Cornouailles étant dépourvu de houille, tout le minerai de cuivre que produit ce comté est envoyé, pour y être fondu, dans la partie Sud du pays de Galles qui possède des houillères très-abondantes. Ce transport du minerai est moins coûteux que ne le serait celui du combustible, et ce qui diminue encore beaucoup ces frais de transport, c'est que les vaisseaux qui portent de la houille dans le Cornouailles, soit pour les usages domestiques, soit pour alimenter les machines à vapeur ou les fonderies d'étain, servent à leur retour au transport du minerai de cuivre.

(1) Cet article est la suite de la quatrième partie, dont le commencement a paru dans le dernier volume, pages 401 et suivantes Les trois premières parties de la même notice ont été insérées dans le neuvième volume, p. 827, et dans le dixième, page 331.

Il existe quinze à vingt usines à cuivre (1) dans le Sud du pays de Galles : elles sont en général situées le long de la côte, depuis Swansea jusqu'un peu au-dessus de Neath ; mais ces deux villes sont les deux centres autour desquels sont

(1) Nous joignons ici un tableau de la quantité de cuivre qui a été mise dans le commerce par les différentes compagnies, dans les années 1818 et 1822.

La tonne anglaise équivaut à 1015 kilogrammes.

	1818.		1822.	
	Tonn.	Kilogram.	Tonn.	Kilogram.
William Greenfell and company...	1,380	1,400,700	2,103	2,134,545
Vivian and sons and company...	1,438	1,459,570	2,145	2,177,175
Daniel and comp[y].	953	967,295	1,639	1,663,585
Birmingham company.	852	864,780	1,042	1,057,630
Crown company.	810	822,150	1,257	1,275,855
Rose company...	692	702,380	98	99,470
Cornish company.	301	305,515	320	324,800
Bristish company.	394	399,910	»	»
Freeman and company.	374	379,610	504	511,560
Mine royal comp[y].	198	200,970	616	625,240
English company.	140	142,100	»	»
Brass wire comp[y].	93	94,395	»	»
Fox Villiams and company.	»	»	580	588,700
Anglesey, comp[y]..	570	578,550	738	749,070
TOTAUX...	8195	8,317,925	11,042	11,207,630

groupés la plupart de ces établissemens. Leur proximité de la mer, et leur position sur les rivières navigables de Swansea et de Neath, rendent très-économique leur approvisionnement, ainsi que l'expédition de leurs produits.

Outre ces usines du Sud du pays de Galles, on fond encore le cuivre dans l'île d'Anglesey, et à Whiston, près Kingley, dans le Staffordshire. La fonderie de l'île d'Anglesey a chômé pendant long-temps ; les travaux n'ont été remis en activité que depuis quelques années.

La concentration des usines sur un même point a fait adopter une méthode assez uniforme, et a puissamment contribué au perfectionnement du travail du cuivre.

Cette méthode consiste en une suite de grillages, de fontes et de rôtissages exécutés sur les minerais et les mattes qui en proviennent. Avant d'entrer dans les détails de ces différentes opérations, nous pensons qu'il est utile de donner la description des fourneaux dans lesquels on les exécute.

Fourneaux employés.

Ces fourneaux sont à réverbère ; ils varient dans leurs dimensions et dans le nombre d'ouvertures dont ils sont percés, suivant les opérations auxquelles ils sont destinés.

Ils sont de cinq espèces :

1°. Fourneau de grillage (*calcining furnace* ou *calciner*) ;

2°. Fourneau de fusion (*melting furnace*) ;

3°. Fourneau de rôtissage (*roasting furnace* ou *roaster*) ;

4°. Fourneau de raffinage (*refining furnace*) ;

5°. Fourneau de chaufferie.

1°. *Fourneau de grillage.* (Pl. II, *fig.* 1, 2 et 3).

§ 94. — Le plan de ce fourneau présente deux rectangles. Le premier comprend le fourneau proprement dit; le second, qui semble être une appendice, renferme la chauffe.

Ces fourneaux reposent sur une arche, dans laquelle on fait tomber le minerai grillé; ils sont entièrement construits en briques, et pour qu'ils puissent résister à l'action de la chaleur, ils sont armés en fer, ainsi qu'on le voit dans l'élévation, *fig.* 1.

La sole présente à-peu-près la forme d'une ellipse tronquée aux deux extrémités de son grand axe; elle est horizontale, construite en briques infusibles placées de champ, et pouvant se défaire et se réparer sans altérer la voûte sur laquelle elle repose. Elle est percée de trous *a* (*fig.* 3), placés au-devant de chaque porte, et servant à faire tomber le minerai grillé dans l'arche.

Les dimensions de la sole varient de 5m,20 à 5m,80 (17 à 19 pieds anglais) en longueur, et de 4m,30 à 4m,09 (14 à 16 pieds) en largeur.

Le foyer varie de 1m,40 à 1m,55 (4 pieds et demi à 5 pieds) dans un sens, sur 0,92 dans l'autre (3 pieds).

Le mur, ou pont de la chauffe qui sépare le foyer de la sole du fourneau, a 0m,61 d'épaisseur (2 pds.). Dans l'usine de M. Vivian, le mur est traversé par un canal longitudinal, qui est en communication à ses deux extrémités avec l'air extérieur, et qui l'amène sur la sole du fourneau. Nous indiquerons cette disposition d'une manière plus détaillée en décrivant le fourneau de rôtissage.

La voûte du fourneau s'abaisse depuis le pont

de la chauffe jusqu'à la cheminée; sa hauteur au-dessus de la sole est de $0^{m},65$ au premier point, et de $0^{m},20$ à $0^{m},30$ au second.

Ces fourneaux ont quatre ou cinq portes : une pour la chauffe, trois ou quatre pour le travail. Lorsqu'il y en a trois, deux sont placées sur une face longitudinale, et la troisième sur l'autre. Dans l'autre cas, il existe deux portes sur chaque côté, placées en regard les unes des autres. Ces ouvertures ont $0^{m},30$ de côté; leurs contours sont en fonte.

La cheminée est placée à l'angle du fourneau, ce qui exige qu'il y ait un tuyau incliné qui la mette en communication avec le fourneau. Elle peut avoir de $6^{m},50$ à 8^{m} de hauteur.

Pour charger le minerai, il existe ordinairement à la partie supérieure de la voûte du fourneau deux trémies placées vis-à-vis des portes; elles sont composées de quatre plaques de fer, et sont supportées par des châssis en fer; elles ont des dimensions correspondantes aux volumes des charges. Au-dessous de chaque trémie, la voûte est perçée d'un trou, qui permet au minerai de descendre sur la sole.

Ces fourneaux servent au grillage du minerai et au grillage des mattes. Quelquefois pour le grillage des mattes, on emploie des fourneaux à deux étages : dans ce cas, leurs dimensions sont un peu moindres que celles des fourneaux ci-dessus décrits. Deux portes correspondent à chaque sole, et pour que les ouvriers puissent travailler à l'étage supérieur, on a pratiqué un pont mobile en bois.

2°. *Fourneau de fusion*. (Pl. II, *fig.* 4 et 5.)

§ 95. — La forme de la sole est également

14.

ellipsoïdale ; mais leurs dimensions sont plus petites que celles des fourneaux de grillage. La longueur n'excède pas 3m,37 à 3m,42 (11 pieds à 11 pieds ½ anglais), et leur largeur varie de 2m,30 à 2m,45 (7 et demi à 8 pieds anglais).

Le pont de la chauffe est également un mur en brique, de 0m,61 d'épaisseur. La chauffe est en proportion plus grande que dans les fourneaux de grillage, les dimensions étant de 1m,07 à 1m,22 (3 pieds et demi à 4 pieds) de long sur 0m,92 à 1m,07 de large (3 pieds à 3 pieds et demi anglais). On donne à la chauffe cette proportion, parce qu'il est nécessaire de produire une assez haute température pour fondre le minerai : c'est aussi pour cette raison que ces fourneaux sont percés d'un petit nombre d'ouvertures.

Il n'en existe ordinairement que trois : une pour la chauffe ; une seconde sur le côté, qui est presque toujours fermée ; elle ne sert que dans le cas où l'on veut arracher des matières attachées sur la sole, ou lorsqu'on veut entrer dans le fourneau pour le réparer ; enfin, la troisième porte, placée sur le devant du fourneau, au-dessous de la cheminée, est appelée porte du travail : c'est par cette ouverture qu'on retire les scories, qu'on brasse les matières fondues, etc.

La sole est faite de sable infusible ; elle est légèrement inclinée vers la porte de côté pour faciliter la sortie du métal. Au-dessus de cette porte, il existe dans la paroi du fourneau un trou (*fig.* 5) destiné à faire couler le métal. Un canal en fer *O* le conduit dans une fosse *P*, au fond de laquelle existe un récipient en fonte, qui peut s'enlever au moyen d'une grue. La fosse est remplie d'eau ; le métal, en y tombant, se divise en

grenailles qui se rassemblent dans le récipient.

Ces fourneaux sont surmontés d'une trémie.

Fourneaux de fonte et de grillage à trois étages.

§ 96. — Quelquefois les fourneaux de fonte sont en même temps fourneaux de grillage. Nous en avons vu près de Swansea qui servaient à ce double usage ; ils sont composés de trois étages *a*, *b*, *c* (*fig.* 6).

L'étage *a* est destiné à la fonte du minéral grillé ; les deux autres, *b* et *c*, au grillage. La chaleur étant moins forte sur la sole supérieure *c*, le minéral s'y dessèche et commence à se griller ; l'opération se termine sur le second plan *b*.

Des trous carrés *d*, pratiqués dans les soles *b* et *c*, les mettent en communication entre elles et avec l'inférieure *a* ; ces trous sont tenus fermés pendant l'opération, au moyen d'une plaque de tôle qu'on place à volonté.

Les soles *b* et *c* sont faites en briques ; elles sont horizontales à leurs parties supérieures et légèrement voûtées en dessous ; leur épaisseur est celle de deux briques, $0^{m},30$; leurs dimensions sont plus grandes que celles de la sole inférieure ; elles se prolongent au-dessus de la chauffe.

Aux étages destinés au grillage, le fourneau présente deux portes sur un des côtés. A l'étage inférieur, il y en a également deux ; mais elles sont disposées différemment : la première, sur le devant du fourneau, sert à retirer les scories, à brasser le métal, etc., et l'autre, sur le côté, est destinée à la réparation du fourneau : c'est au-dessous de cette porte qu'existe le trou de la coulée ; il communique, au moyen d'un canal en fonte, à une fosse remplie d'eau.

Les dimensions de ce fourneau en largeur et

en longueur sont sensiblement les mêmes que celles du fourneau de fusion décrit ci-dessus ; la hauteur est à-peu-près de 4 mètres.

On charge au moyen de deux trémies.

3°. *Fourneau de rôtissage.*

§ 97. — Les fourneaux employés dans cette opération sont en général analogues à ceux de grillage ; mais dans l'usine de Hafod, dont MM. Vivian sont les propriétaires, ces fourneaux présentent une construction particulière, qui a pour but d'introduire un courant d'air continu sur le métal, de manière à faciliter l'oxidation. Ce procédé est dû à M. Sheffield, qui en a cédé la patente à MM. Vivian.

L'admission de l'air a lieu par un canal pratiqué au milieu du pont de la chauffe (*fig.* 7, Pl. II), dans le sens de sa longueur; il communique avec l'air extérieur par ses deux extrémités *a* et *a'*; des trous carrés *b*, pratiqués à angle droit avec ce canal, introduisent l'air dans le fourneau.

Cette construction très-simple produit un effet puissant dans l'exécution du rôtissage. Non-seulement elle favorise l'oxidation des métaux, mais elle a aussi l'avantage de brûler la fumée, et d'aider le dégagement du soufre ; en tenant le pont froid, elle donne au fourneau une température plus uniforme.

4°. *Fourneau de raffinage.*

§ 98. —Dans ces fourneaux, analogues à ceux de fusion, l'inclinaison de la sole a lieu vers la porte du devant, au lieu d'être sur le côté : cette différence tient à ce que, dans le fourneau de raffinage, le cuivre se rassemble dans un creux pratiqué dans la sole, vers la porte du devant,

d'où on le puise avec des poches, tandis que, dans les fourneaux de fusion, le métal coule par une ouverture placée sur le côté. La sole est faite en sable ; la voûte du fourneau de raffinage doit être plus élevée que celle du fourneau de fusion: la hauteur varie entre $0^m,80$ à 1^m. Si la voûte était trop surbaissée, il pourrait se former à la surface du métal une couche d'oxide très-nuisible à la qualité du cuivre : dans ce cas, lorsqu'on coule le métal, sa surface se fige et se crevasse ; le cuivre fondu, qui est au-dessous, se répand à la partie supérieure : cet accident, qu'on exprime en disant que le cuivre monte, empêche qu'on puisse le laminer. On est obligé de lui faire subir un nouveau raffinage, et il est nécessaire, dans ce cas, d'y ajouter du plomb pour dissoudre l'oxide de cuivre: c'est à-peu-près le seul cas où l'addition de plomb soit utile dans le raffinage (1).

La porte de côté est très-large ; elle se ferme au moyen d'un contre-poids. Cette porte étant presque toujours ouverte pendant le raffinage du cuivre, la chaleur est plus forte sur le devant du fourneau.

5°. *Fourneaux de chaufferie.*

§ 99. — Ces fourneaux, destinés à chauffer les lingots de cuivre qui doivent être laminés et les feuilles de cuivre, sont beaucoup plus longs que larges. Leur sole est horizontale, la voûte peu

(1) Lorsque le cuivre que l'on raffine est mélangé de métaux étrangers, sur-tout d'étain, comme serait celui qu'on a retiré du métal des cloches, on doit employer des fourneaux très-larges, afin que le bain métallique présente une grande surface à l'action oxidante de l'air, et que son épaisseur soit peu considérable.

surbaissée; ils n'ont qu'une porte, qui est placée sur le côté, et qui tient presque toute la longueur du fourneau ; cette porte s'élève, au moyen d'un contre-poids, de la même manière que dans les fourneaux employés à la fabrication de la tôle.

Série d'opérations que subit le minerai.

§ 100. — Les minerais fondus dans les usines du pays de Galles sont des pyrites cuivreuses, plus ou moins mélangées de gangue.

Ces pyrites sont composées de proportions sensiblement égales de sulfure de cuivre et de sulfure de fer.

Les substances terreuses qui accompagnent ces pyrites sont le plus ordinairement siliceuses; cependant, dans quelques mines, le dépôt métallifère est mélangé d'argile ou de chaux fluatée. A ces substances, dont la réunion est assez constante, on doit ajouter l'étain et les pyrites arsenicales qui se trouvent accidentellement avec le cuivre; quoique ces métaux ne soient pas chimiquement combinés, cependant il est impossible de les séparer entièrement par la préparation mécanique.

D'après cela, on voit que les parties constituantes du minerai préparé pour la fonte, sont :

Du cuivre,
Du fer,
Du soufre,
De l'étain, } dans quelques cas,
De l'arsenic, }
et des matières terreuses.

On mélange les différens minerais de manière que la teneur moyenne soit de 8 $\frac{1}{2}$ pour 100.

§ 101. — Le procédé employé dans les usines

consiste en une alternative de grillages et de fontes(1).

Dans l'opération du grillage, les substances volatiles se dégagent en grande partie à l'état de gaz, tandis que les métaux qui ont une grande affinité pour l'oxigène passent à l'état d'oxides. Dans la fusion, les substances terreuses se combinent avec ces oxides, et forment des scories, qui se portent à la surface du bain métallique.

Ces grillages et ces fontes ont lieu dans l'ordre suivant : 1°. Grillage du minerai (*calcination of the ore*) (§ 102).

2°. Fonte du minerai grillé (*melting of the calcined ore*) (§ 103).

3°. Grillage de la matte ou du métal brut (*calcination of the coarse metal*) (§ 105).

4°. Fonte de la matte grillée (*melting of the calcined coarse métal*) (§ 106).

5°. Grillage de la seconde matte ou métal fin, produit de la quatrième opération (*calcination of the fine metal*) (§ 108).

6°. Fonte de la deuxième matte grillée (*melting of the calcined fine metal*) (§ 109).

7°. Rôtissage du cuivre noir ou cuivre brut, produit de la sixième opération (*roasting of the coarse copper*) (§ 110).

Dans quelques usines, le rôtissage se répète quatre fois. Nous décrirons cette opération à part : dans ce cas, on fait un grillage et une fonte de moins.

---

(1) Une grande partie des détails que nous allons donner sur ces opérations est extrait d'un mémoire sur le travail métallurgique du cuivre, publié, en 1823, dans les *Annales de philosophie,* par M. John Vivian, l'un des propriétaires de l'usine de Hafod.

Dans l'usine de Hafod, on a trouvé moyen de supprimer aussi un grillage et une fonte, sans pour cela être obligé d'augmenter le nombre des rôtissages.

8°. Raffinage du cuivre (*refining or toughening*) (§ 111).

Outre ces opérations, qui composent le traitement du cuivre proprement dit, on en exécute souvent deux autres, dans lesquelles on ne fond que des scories. Nous les désignerons par *a* et *b*.

a. Refonte de la portion des scories de la deuxième opération, qui contiennent des grenailles métalliques (§ 104).

b. Fonte particulière des scories de la quatrième opération. Cette fonte, qui a pour but de concentrer le cuivre que contiennent les scories, ne s'exécute pas dans toutes les usines (§ 107).

Première opération. — Grillage du minerai.

§ 102. — Les différens minerais, à leur arrivée du Cornouailles et des autres contrées d'où on les tire, sont déchargés dans des cours contiguës à l'usine, une cargaison l'une sur l'autre, de telle sorte qu'en ayant soin de prendre de plusieurs couches à-la-fois, on a un mélange sensiblement uniforme des minerais de tout le comté; ce qui est très-nécessaire dans une fonderie, parce que les minerais étant de qualités diverses et de teneurs différentes, ils agissent les uns sur les autres comme flux. Un mélange soigneusement calculé d'après leur composition chimique serait préférable; mais ce moyen, qu'il est très-rare de pouvoir employer en grand, est impraticable dans cette localité, parce que l'on n'a pas constamment assez de minerai d'une même espèce.

Le minerai est transporté à la fonderie, dans des mesures en bois, contenant chacune un quintal : les ouvriers chargés de la calcination portent le minerai dans les trémies du fourneau de grillage, d'où il tombe sur la sole ; les ouvriers l'étendent uniformément sur la surface, au moyen de râbles en fer. La charge que l'on met dans ces fourneaux est de trois tonnes à trois tonnes et demie (3045 à 3507 kilogrammes).

On met le feu et on l'augmente graduellement, de façon qu'à la fin de l'opération la température soit aussi forte que le minerai peut la supporter sans se fondre ou sans s'agglutiner. Pour prévenir l'agglutination, et pour aider le dégagement du soufre, on renouvelle les surfaces, en remuant fréquemment le minerai (d'heure en heure). Au bout de 12 heures, le grillage est ordinairement terminé : on fait alors tomber le minerai dans l'arche qui existe sous la sole du fourneau, au moyen de trous qui sont devant les portes. Lorsque le minerai est assez froid pour être remué, on le retire de l'arche, et on le porte sur le tas du minerai grillé.

Le minerai, dans cette opération, ne change pas sensiblement de poids, ayant gagné en oxigène à-peu-près ce qu'il a perdu en soufre et en arsenic.

Si le grillage a été bien exécuté, le minerai est en poudre noire. Cette couleur est due à une portion du fer qui s'est oxidé.

La quantité de fer qui a passé à l'état d'oxide dans ce premier grillage, n'est qu'une faible proportion de celui qui est contenu dans le minerai.

Le soufre qui s'est dégagé du minerai n'est pas à l'état de soufre pur, mais à celui d'acide sulfureux.

Seconde opération. — Fonte du minerai grillé.

§ 103. — Le minerai grillé est également donné aux fondeurs, dans des mesures contenant un quintal. Ils le versent dans des trémies, et après qu'il est tombé sur la sole, ils le répandent uniformément ; ils baissent alors la porte, qu'ils lutent exactement.

Dans cette fonte, on ajoute à-peu-près 2 quintaux de scories provenant de la fonte de la matte grillée (§ 106). Le but de cette addition est non-seulement de retirer le cuivre que peuvent contenir ces scories, mais sur-tout d'augmenter la fusibilité du mélange. Quelquefois aussi, lorsque la composition du minerai l'exige, on ajoute de la chaux, du sable et de la chaux fluatée. On se sert souvent de ce dernier fondant.

Le fourneau étant chargé, on met le feu, et le seul soin du fondeur est d'entretenir la température de manière à avoir une fusion parfaite ; l'ouvrier relève alors la porte, et remue la masse liquide, pour compléter la séparation du métal (ou plutôt de la matte) et des scories, ainsi que pour empêcher les matières fondues de s'attacher sur la sole. Le fourneau étant prêt, c'est-à-dire la fusion étant parfaite, le fondeur fait sortir les scories par la porte de devant, en les retirant avec un râble. Quand la matte est ainsi débarrassée des scories, on met une seconde charge de mi-

nerai grillé pour augmenter le bain métallique; on exécute la fonte de cette seconde charge comme de celle de la première. On fait ainsi de nouvelles charges de minerai grillé, jusqu'à ce que la matte rassemblée sur la sole du fourneau parvienne au niveau de la porte; ce qui arrive ordinairement après la troisième charge. On ouvre alors le trou de la coulée; la matte se rend dans la fosse remplie d'eau, où elle se granule par son immersion : elle se rassemble dans le récipient qui occupe le fond de la fosse. La matte grenaillée est alors portée dans les magasins des mattes. L'oxidation dont se couvrent les grenailles par leur immersion dans l'eau, ne permet pas de distinguer la couleur propre de la matte ou métal brut (*coarse metal*); mais dans les morceaux qui tapissent le canal, on voit qu'elle est d'un gris d'acier. Sa cassure est compacte et son éclat métallique.

Les scories renferment souvent des grenailles métalliques; on les brise et on les trie avec soin.

Toutes les portions qui renferment quelques particules de métal sont refondues dans une opération accessoire.

Les scories qui ne contiennent pas de grenailles de cuivre sont rejetées ; quelquefois elles sont moulées en briques très-grosses en sortant du fourneau : elles sont alors employées dans des constructions.

Ces scories sont composées des parties terreuses contenues dans le minerai et de quelques oxides métalliques qui se sont formés pendant l'opération. Elles sont noires, et le quarz qui y

est resté en partie sans être fondu, leur donne l'apparence porphyrique (1).

Dans cette opération, le cuivre s'est concentré; une grande partie des matières avec lesquelles il était mélangé ou combiné s'en est séparée. La matte granulée qui en provient contient en général 35 pour 100 de cuivre; elle est ainsi quatre fois aussi riche que le minerai, et sa masse est conséquemment diminuée dans la même proportion. Ses parties constituantes sont principalement du cuivre, du fer et du soufre.

Le point le plus important à atteindre dans la fonte qu'on vient de décrire est de faire un mélange fusible des terres et des oxides, de façon que la matte de cuivre puisse, à raison de sa plus grande pesanteur spécifique, se rendre à la partie inférieure et se séparer exactement des scories. On atteint ce but au moyen des oxides métalliques que renferment les scories de la quatrième opération (§106), lesquelles font partie de la charge. Elles sont presque entièrement composées d'oxide noir de fer. Quand les minerais sont très-difficiles à fondre, on ajoute à la charge une mesure de chaux fluatée (à-peu-près 50 kilogr.); mais il faut faire cette addition avec précaution, pour ne pas trop augmenter la masse des scories.

---

(1) Ces scories essayées avec le tiers de leur poids de borax donnent 0,20 de fonte grise cassante; par la voie humide, on a trouvé qu'elles contiennent :

Silice et quarz.......	0,590
Oxide de cuivre......	0,010
Oxide d'étain	0,007

Le travail marche jour et nuit. On passe communément cinq charges en 24 heures; mais quand toutes les circonstances sont favorables, c'est-à-dire lorsque le minerai est fusible, que le charbon est de première qualité, et que le fourneau est en bon état, etc., on fait même jusqu'à six charges par jour.

La charge est d'une tonne et demie de minerai grillé (1522 kilogrammes), de façon qu'un fourneau de fusion correspond à-peu-près à un fourneau de grillage, ce dernier donnant 7000 kilogrammes de minerai grillé par 24 heures.

Les ouvriers sont payés à la tonne.

(*a*) *Refonte des scories contenant des grenailles métalliques.*

§ 104. — Lorsqu'on a recueilli de la fonte précédente une assez grande quantité de scories contenant des grenailles, on les fond séparément. Cette opération paraît avoir exclusivement pour but de séparer ces grenailles des scories dans lesquelles elles sont engagées. Elle donne un métal analogue à celui qu'on a obtenu dans la première fonte auquel on le réunit, et en outre des scories qui sont rejetées. Ces scories sont visqueuses et tenaces; cependant le cuivre s'en sépare avec facilité.

Troisième opération. — Grillage de la matte ou du métal brut (calcination of the coarse metal).

§ 105. — Le but de cette opération est princi-

palement d'oxider le fer, oxidation qui est plus facile à exécuter que dans le premier grillage, parce que ce métal est dégagé des substances terreuses qui le garantissaient de l'action de l'air.

Ce grillage s'exécute dans le fourneau, *fig.* 1, 2, 3, Pl. II, exactement de la même manière que celui du minerai. On remue continuellement le métal, pour exposer toutes ses surfaces à l'action de l'air chaud et pour empêcher l'agglutination. L'opération dure 24 heures : dans les six premières, le feu doit être très-modéré, ensuite on l'augmente graduellement jusqu'à la fin du grillage.

La charge est, comme au premier grillage, de trois tonnes à trois tonnes et demie (3045 à 3522 kilogrammes).

Quatrième opération. — Fonte de la matte grillée (melting of the calcined coarse metal).

§ 106.—Dans la fonte de cette première matte grillée, on ajoute des scories des dernières opérations, très-riches en oxide de cuivre, et quelques débris de sole qui en sont également imprégnés. La proportion de ces substances varie suivant la qualité de la matte grillée.

Dans cette seconde fonte, l'oxide de cuivre contenu dans les scories est réduit par l'affinité du soufre, dont une partie passe à l'état d'acide, tandis que l'autre forme un sulfure avec le cuivre devenu libre. Ordinairement, la matte contient une quantité suffisante de soufre pour réduire complétement l'oxide de cuivre : dans le cas contraire, ce qui arrive si le grillage de la matte a été poussé trop loin, on ajoute une petite quantité de matte non grillée, qui, en four-

nissant du soufre, diminue la richesse des scories et en facilite la fusion.

On enlève les scories par la porte de devant, en les tirant avec un râble. Elles ont une grande pesanteur spécifique; elles sont brillantes d'un éclat métallique; très-cristallines, et présentent dans les cavités des cristaux analogues à ceux du pyroxène(1); elles se cassent facilement et les fragmens en sont très-aigus. Elles ne contiennent pas de grenailles métalliques dans l'intérieur; mais il arrive souvent qu'à cause du peu d'épaisseur de la couche de scories, celles-ci entraînent quelques particules de métal avec elles lorsqu'on les retire.

Ces scories, comme on l'a déjà indiqué à la fonte du minerai grillé (§ 103), sont en général fondues avec lui. Cependant, dans quelques cas, on en fait une fonte particulière : c'est celle que nous avons désignée par la lettre *b* dans le tableau général des opérations (§ 101).

La matte que l'on obtient dans cette seconde fonte, est ou coulée dans l'eau comme la première, ou moulée en saumons, suivant le mode de traitement qu'on veut lui faire subir. Cette matte, appelée *métal fin* (fine metal) lorsqu'elle

(1) Ces scories sont semblables aux scories de forge; elles contiennent environ la moitié de leur poids de silice, le tiers de protoxide de fer, un demi-centième de cuivre et une quantité un peu plus grande d'étain; le reste se compose de chaux, d'alumine et de magnésie; la perte dans l'opération est donc presque nulle, et l'on peut regarder ce travail comme bien combiné, du moins relativement à la production du cuivre.

est grenaillée, et *métal bleu* (bleu metal) lorsqu'elle est en saumons, est d'un gris clair, compacte, et bleuâtre à la surface.

On recueille cette matte sous le premier état lorsqu'elle doit être grillée de nouveau, et sous le second, lorsqu'elle doit subir immédiatement l'opération du rôtissage.

Sa teneur est environ de 60 pour 100 de cuivre.

Cette fonte dure de 5 à 6 heures. La charge est d'une tonne (1015 kilogrammes).

(b) Fonte particulière des scories de la quatrième opération.

§. 107. — Cette fonte a pour but d'obtenir le cuivre que ces scories contiennent. Pour l'effectuer, on les mélange avec de la houille en poudre ou d'autres matières charbonneuses.

Le cuivre et plusieurs autres métaux se désoxident, et donnent un alliage blanc et cassant. Les scories qui proviennent de cette fonte sont en partie employées à la première fonte et en partie rejetées. Elles sont cristallines, et présentent souvent dans les cavités des cristaux, qui paraissent appartenir au bisilicate de fer. Elles ont un éclat métallique, et se cassent en fragmens très-aigus.

Le métal blanc est refondu, puis réuni à celui que produit la seconde fonte (§ 106).

Cinquième opération. — Grillage de la seconde matte, ou métal fin (calcination of the fine metal).

§ 108. — Ce grillage est exécuté précisément de la même manière que celui de la première matte. Il dure 24 heures, la charge est ordinairement de trois tonnes (3045 kilogr.).

Sixième opération. — Fonte de la seconde matte grillée (melting of the calcined fine metal).

§ 109. — Cette fonte est conduite comme celle de la première matte (§ 106). Le cuivre noir ou *cuivre brut* (coarse copper) qu'elle produit, contient de 70 à 80 pour 100 de métal pur; il est coulé en lingots pour subir l'opération du *rôtissage.*

Les scories sont riches en cuivre; elles sont ajoutées à la fonte de la matte grillée (§ 106).

Nota. Dans l'usine de Hafod près Swansea, appartenant à MM. Vivian et fils, on a supprimé depuis peu de temps la cinquième et la sixième opération. La seconde matte est coulée en saumons, sous le nom de *métal bleu,* pour être immédiatement soumise au rôtissage.

La disposition du canal *a a'*, *fig.* 7, qui amène un courant d'air continu sur la sole du fourneau, accélère et facilite le grillage de la matte; cet avantage a permis de simplifier le traitement en diminuant le nombre de grillages.

Septième opération. — Rôtissage du cuivre noir ou cuivre brut, produit de la sixième opération (roasting of the coarse copper).

§ 110. — Le but principal de cette opération est une oxidation ; elle s'exécute, soit dans un fourneau de rôtissage ordinaire, soit dans celui que nous avons indiqué *fig.* 7, qui admet un courant d'air continu.

Les saumons de métal provenant de la fonte précédente sont exposés sur la sole du fourneau à l'action de l'air, qui oxide le fer et les autres métaux étrangers dont le cuivre est encore souillé.

La durée du rôtissage varie de 12 heures à 24, suivant le degré de pureté du cuivre brut. La température doit être graduée, afin que l'oxidation ait le temps de s'effectuer, et que les substances volatiles que le cuivre peut encore renfermer s'échappent à l'état de gaz. La fusion du métal ne doit avoir lieu que sur la fin de l'opération.

La charge varie d'une tonne un quart à une tonne et demie (1269 à 1522 kilogrammes). Le métal obtenu est coulé dans des moules de sable. Il est couvert d'ampoules noires, comme l'acier de cémentation; ce qui lui a fait donner le nom de *cuivre avec ampoules* (blistered copper). Dans l'intérieur de ces saumons, le cuivre présente une contexture poreuse occasionnée par l'ébullition que produisent les gaz qui s'échappent pendant le moulage. Le cuivre étant alors presque entièrement purgé du soufre, du fer et des autres substances avec lesquelles il était combiné, est dans un état propre à être raffiné. Cette opération donne quelques scories; elles sont très-

lourdes, et contiennent une grande quantité d'oxide de cuivre, et souvent même du cuivre métallique.

Ces scories, ainsi que celles de la troisième fonte et du raffinage, sont ajoutées à la seconde fonte. Voyez ci-dessus (§ 106).

Dans quelques usines, pour amener le métal à l'état où il doit être avant le raffinage, on répète plusieurs fois le rôtissage sur le *métal bleu*. Nous indiquerons plus tard cette modification du traitement.

Huitième opération. — Raffinage du cuivre (refining or thoughening).

§ 111.—On charge les saumons de cuivre destinés à être raffinés sur la sole du fourneau de raffinage, par la porte de côté. On commence à donner une chaleur modérée pour achever le rôtissage, ou l'oxidation, dans le cas où cette opération n'aurait pas été poussée assez loin. On augmente le feu peu-à-peu, de façon qu'au bout de 6 heures, le cuivre commence à couler. Lorsque tout le métal est fondu, et que la chaleur est assez forte, l'ouvrier soulève la porte de devant, et retire, avec un râble, le peu de scories qui recouvrent le bain de cuivre. Elles sont rouges, lamelleuses, très-pesantes, et ressemblent beaucoup à du cuivre oxidulé.

Le raffineur prend alors un essai avec une petite cuiller, et le casse dans un étau, pour voir l'état du cuivre. D'après l'apparence de l'essai, l'aspect du bain, l'état du feu, etc., il juge si l'on peut procéder au raffinage (*thoughening*), et qu'elle est la quantité de perches de bois et de charbon de bois qu'on doit ajouter pour rendre le

cuivre malléable, ou, suivant le langage des ouvriers, pour lui faire acquérir la *viscosité convenable* (*proper pitch*). Lorsqu'on commence l'opération du raffinage, le cuivre est cassant, *sec* (*dry*) ; il est d'un rouge foncé, s'approchant du pourpre. Son grain est assez gros, *peu serré* (*open*); un peu cristallin.

Pour exécuter le raffinage, on recouvre la surface du métal avec du charbon de bois, et on remue avec une perche de bois de bouleau. Les gaz qui s'échappent du bois occasionnent une vive effervescence. On ajoute de temps en temps du charbon de bois, de façon que la surface du métal en soit toujours recouverte, et on remue continuellement avec les perches, jusqu'à ce que l'opération du raffinage soit terminée, ce qui est indiqué par les essais successifs que l'on prend. Le grain du cuivre devient de plus en plus fin, et sa couleur s'éclaircit graduellement. Lorsque le grain est extrêmement fin (*fermé*, *closed*), que les essais, coupés à moitié et cassés, présentent une cassure soyeuse, et que le cuivre est d'un beau rouge clair, l'affineur regarde l'opération comme terminée ; mais il s'assure encore davantage de la pureté du cuivre en essayant sa malléabilité. Pour cela, il prend un essai dans sa petite cuiller et le verse dans un moule. Lorsque le cuivre est solidifié, mais encore rouge, il le forge. S'il est doux sous le marteau, s'il ne se déchire pas sur les bords, l'affineur est satisfait de sa ductilité, et il dit qu'il est dans *son état convenable* (*its proper state*) : il ordonne aux ouvriers de mouler ; ils puisent alors le cuivre dans le fourneau, au moyen de grandes cuillers de fer enduites d'argile, et ils le

versent dans des moules ou lingotières de la grandeur déterminée par les besoins du commerce. Les dimensions ordinaires des lingots sont de 12 pouces de large sur 18 de long, et 2 à 2 et demi d'épaisseur.

La durée totale du raffinage est de 20 heures. Dans les six premières, le métal s'échauffe et éprouve une espèce de rôtissage ; au bout de ce temps, il fond. Il reste quatre heures avant d'atteindre le point où l'on commence le *raffinage proprement dit ;* cette dernière partie de l'opération dure environ quatre heures. Enfin, il faut six heures pour charger les lingots, mouler le métal, et laisser refroidir le fourneau. Durée du raffinage.

La charge du cuivre dans le fourneau de raffinage dépend des dimensions du fourneau. Dans l'usine de Hafod, l'une des plus importantes de cette contrée, la charge varie de trois tonnes à cinq (3045 à 5075 kilogrammes). La quantité de cuivre pur qu'on y fabrique par semaine est de quarante à cinquante tonnes (de 40,600 à 50,750 kilogrammes).

La consommation de charbon est de 15 à 18 parties de houille pour une partie de cuivre raffiné en lingots. Nous n'avons pu connaître la dépense à chaque fourneau. Consommation.

Lorsque le cuivre présente des difficultés au raffinage, on y ajoute quelques livres de plomb. Ce métal, par la facilité avec laquelle il se scorifie, agit, comme purifiant, en aidant l'oxidation du fer et des autres métaux qui peuvent rester dans le cuivre. Le plomb doit être ajouté immédiatement après que l'on a ôté la porte pour écumer. On doit brasser continuellement le cuivre, pour exposer la plus grande surface possi- Addition de plomb : dans quel cas.

ble à l'action de l'air, afin de produire l'entière oxidation du plomb; car la plus petite quantité de ce métal alliée au cuivre le rend difficile à se découvrir quand on le lamine; c'est-à-dire que l'écaille d'oxide ne se détache pas nettement de la surface des feuilles.

Précautions qu'exige le raffinage.

§ 112. — L'opération du raffinage du cuivre est délicate, et exige de la part des ouvriers un grand soin et beaucoup d'attention pour maintenir le métal dans son état de ductilité. Sa surface doit être entièrement couverte de charbon de bois : sans cette précaution, l'affinage du cuivre pourrait *rétrograder* (*go back*), dans l'intervalle assez long (1) qui s'écoule pendant le moulage; lorsque cet accident arrive, on doit remuer de nouveau avec la perche de bois.

Un usage trop prolongé de la perche de bois donne naissance à un autre accident très-remarquable. Le cuivre est devenu plus fragile qu'il ne l'était avant qu'on commençât le raffinage, c'est-à-dire lorsqu'il était *sec* (*dry*). Sa couleur est alors d'un rouge jaunâtre très-brillant, et sa cassure est fibreuse. Lorsque cette circonstance se présente, ce que les ouvriers appellent avoir *outre-passé l'affinage* (*gone too far*), l'affineur enlève le charbon de bois de dessus la surface du métal; il ouvre la porte de côté, pour exposer le cuivre à

(1) On est dans l'habitude de couler le cuivre en lingots peu épais, il faudrait donc avoir un grand nombre de lingotières pour mouler tout le cuivre à-la-fois. On supplée à ce nombre, en versant des couches successives de cuivre dans des lingotières profondes, et en attendant qu'une couche soit solidifiée avant d'en verser une seconde. Par ce moyen, les couches se séparent facilement, et donnent autant de lingots de cuivre qu'il y a de couches.

l'action de l'air, qui reprend alors son état de malléabilité.

Théorie de l'affinage.

M. John Vivian, auquel nous avons emprunté une grande partie de la description du travail du cuivre, explique d'une manière fort ingénieuse la théorie de l'affinage. « Ne pourrions-nous pas conclure, dit-il, 1°. que le cuivre, lorsqu'il est à *l'état sec* avant le raffinage, est combiné avec une petite portion d'oxigène, ou bien qu'une certaine quantité d'oxide de cuivre est disséminée dans la masse, ou combinée avec elle, et que cette portion d'oxigène est chassée par l'action désoxidante du bois et du charbon, qui rend alors le métal malléable; 2°. que, lorsque l'affinage est *outre-passé*, le cuivre est combiné avec une petite portion de charbon? Ainsi, de même que le fer, le cuivre serait cassant lorsqu'il serait combiné avec l'oxigène et le charbon, et il ne deviendrait malléable que lorsqu'il serait entièrement purgé de ces deux substances. »

Il est remarquable que le cuivre, dans l'*état sec*, a une action très-forte sur le fer. En effet, les outils employés à remuer le métal liquide deviennent très-luisans, comme ceux dont on se sert dans une forge de maréchal. Le fer de ces outils se consomme plus rapidement que lorsque le cuivre est parvenu à l'état de malléabilité. Le métal exige aussi, lorsqu'il est *sec*, plus de temps pour se solidifier, ou pour se refroidir, que lorsqu'il est raffiné, circonstance qui dépend probablement de la différence de fusibilité du cuivre sous ces deux états, et qui semble indiquer, comme s'il s'agissait du fer, la présence de l'oxigène. Cet effet peut aussi être en partie produit par la différence de température du métal, la

chaleur étant généralement plus forte au moment où l'on vient d'ôter la porte, et le cuivre à l'*état sec* étant à une plus haute température que lorsqu'il a été remué.

Lorsque le point de l'affinage est *outre-passé*, on observe une autre circonstance très-remarquable : c'est que la surface du cuivre s'oxide plus difficilement, et qu'elle est plus brillante que de coutume; elle réfléchit les briques de la voûte du fourneau. Ce fait vient à l'appui de la conjecture déjà émise, que le métal est alors combiné avec une petite quantité de carbone. On conçoit, en effet, que l'oxigène de l'air se trouvant absorbé par le carbone, la surface du métal se trouve préservée.

Différentes formes sous lesquelles le cuivre est livré au commerce.

§ 113.—Le cuivre, suivant les usages auxquels on le destine, est versé dans le commerce sous plusieurs formes. Celui qui doit être employé à la fabrication du laiton est granulé (1). Sous cet état, il présente plus de surface à l'action du zinc

---

Fabrication du laiton.

(1) On fait maintenant en Angleterre le laiton directement avec du cuivre et du zinc métallique. On a reconnu qu'il y avait une beaucoup plus grande économie à extraire d'abord le zinc, puis à le combiner avec le cuivre, que de mélanger ce dernier métal avec la calamine. En France, on suit également ce procédé dans quelques usines ; mais au lieu de granuler le cuivre, on le met généralement en fragmens. Il paraît que cette légère différence dans le traitement en apporte une considérable dans la qualité du laiton. Il est alors plus homogène, et ne présente pas de points durs, qui sont si nuisibles dans l'emploi de cet alliage.

Outre l'économie sous le rapport de la perte en zinc, la méthode de combiner directement les deux métaux présente encore d'autres avantages; savoir, d'exiger moins de temps et de consommer moins de combustible. En ef-

ou de la calamine et s'y combine plus facilement. Pour opérer cette granulation, on verse le métal dans une grande cuiller percée de trous, et placée au-dessus d'une cuve remplie d'eau. L'eau doit être chaude ou froide, suivant la forme qu'on veut donner aux grains. Lorsque l'eau est chaude, on obtient des grains arrondis, analogues au plomb de chasse: le cuivre, à cet état, s'appelle *cuivre en grains* ou *dragées* (*bean shot*). Quand le cuivre tombe dans de l'eau froide continuellement renouvelée, les grains sont irréguliers, minces et ramifiés; c'est le *cuivre en plumes* (*feathered shot*). Le *cuivre en grains* est celui qu'on emploie pour la fabrication du laiton.

On met aussi le cuivre en petits lingots, du poids d'environ 6 onces; ils sont destinés à être exportés aux Indes orientales : ils sont connus dans le commerce sous le nom de *cuivre du Japon* (*Japan copper*). Aussitôt que ces petits lingots sont solidifiés, on les jette encore rouges dans de l'eau froide. Cette immersion oxide légèrement la surface du cuivre, et lui donne une couleur d'un beau rouge.

---

fet, quoiqu'on mélange le zinc à deux reprises, comme dans le procédé avec la calamine, attendu que si on mettait immédiatement tout le zinc nécessaire, il s'en volatiliserait une grande partie; néanmoins on ne fait pas deux opérations distinctes : quand le premier mélange de zinc et de cuivre est fondu, on ajoute dans les creusets des morceaux de zinc, de manière à obtenir la proportion nécessaire à un bon laiton.

Les fourneaux sont exactement les mêmes que ceux décrits dans l'excellent Mémoire de M. Berthier sur la fabrication du laiton (*Annales des mines*, vol. III, p. 345). Ils sont ronds et peuvent contenir huit pots.

Le laiton se fabrique principalement à Bristol et à Birmingham.

Enfin le cuivre est quelquefois réduit en feuilles, soit pour le doublage des vaisseaux, soit pour tout autre usage. Peu d'usines exécutent le laminage ; celle de Hafod (1), que nous avons déjà citée plusieurs fois, possède un puissant laminoir, composé de quatre paires de cylindres : il est mu par une machine à vapeur, dont le cylindre a 40 pouces de diamètre.

Laminage du cuivre.

§ 114. — *Laminage du cuivre.* Les laminoirs employés pour ce travail sont analogues à ceux en usage pour la fabrication de la tôle : ils varient suivant les dimensions des feuilles de cuivre que l'on se propose d'obtenir ; mais les cylindres ont ordinairement 3 pieds de long sur 15 pouces de diamètre ; ils sont pleins. Le supérieur peut se rapprocher de l'inférieur, au moyen d'une vis de pression, de façon qu'on resserre les cylindres à mesure que la feuille diminue d'épaisseur.

Les lingots de cuivre sont posés sur la sole

---

(1) L'usine de Hafod, située sur la rivière de Swansea, contient quatre-vingt-quatre fourneaux, un laminoir, une manufacture de clous de cuivre, et de différens autres objets, tant de cuivre que de laiton. Cet établissement possède une autre usine, située sur la même rivière, à environ deux milles au-dessus, dans laquelle il existe une paire de cylindres pour laminer les feuilles à froid, une fenderie et deux marteaux : ces différens mécanismes sont mus par des roues hydrauliques.

Cet établissement est éclairé par le gaz. La consommation par semaine, y compris la machine à vapeur, etc., est de 1400 à 1500 tonnes de houille (1,421,000 à 1,522,500 kilogr.). Elle donne de l'emploi à près de mille individus, qui constituent, avec leur famille, une population de trois mille ames : elle produit un revenu de 400 à 500 livres sterlings par an au port de Swansea, et donne lieu à une circulation de 1000 liv. sterlings par semaine dans le pays,

d'un fourneau de réverbère, pour être chauffés. On les place les uns à côté des autres, et on en forme des piles en les disposant en croix, pour que l'air chaud les entoure de tous côtés. On ferme la porte, et on regarde de temps en temps si le cuivre est arrivé à la température nécessaire au laminage, qui est celle du rouge sombre.

On passe alors le cuivre entre les cylindres; mais quoique ce métal soit très-malléable, on ne peut pas réduire le lingot en feuilles sans le chauffer plusieurs fois, parce que le cuivre se refroidit, et qu'il acquiert, par la compression, une texture qui ne permet pas de continuer le laminage.

Ces chaudes successives s'exécutent dans le même fourneau que nous avons indiqué ci-dessus; cependant, quand les feuilles ont de très-grandes dimensions, on emploie des fourneaux disposés différemment. Ils ont 12 à 15 pieds de long et 5 de large; la sole n'a que 3 pieds, et de chacun de ses côtés règne, dans toute sa longueur, une chauffe d'un pied de large. Ces chauffes sont séparées de la sole par de petits ponts de 2 à 3 pouces d'élévation. La voûte est légèrement courbe; elle est percée de plusieurs trous, par lesquels la fumée s'échappe dans une hotte qui surmonte le fourneau. Pour que la chaleur circule entre les feuilles qu'on place dans le fourneau, on met sur la sole deux bancs de fer parallèlement aux petits côtés, et les feuilles sont séparées entre elles par des rognures.

Le cuivre, par les chaudes et les laminages successifs qu'il a subis, s'est couvert d'une couche d'oxide, qui cache la couleur naturelle de sa surface, et en change les propriétés. Pour enlever

cet oxide, on trempe les feuilles pendant quelques jours dans une fosse remplie d'urine; puis on les expose sur la sole du fourneau de chaufferie. Il se forme de l'ammoniaque, qui réagit, et le cuivre se découvre. On frotte les feuilles avec un morceau de bois, puis on les trempe encore chaudes dans l'eau, pour faire tomber l'oxide; enfin, on les passe à froid sous des cylindres pour les redresser. Elles sont alors coupées carrément, après quoi elles sont prêtes à être livrées au commerce, soit pour l'exportation, soit pour la consommation intérieure.

Les déchets du cuivre que l'on obtient en ébarbant les feuilles, ainsi que les battitures, ou oxides de cuivre, qui tombent des feuilles laminées, sont reportés à la raffinerie et refondus.

Traitement du cuivre, dans lequel l'opération du rôtissage est répétée quatre fois.

Traitement avec quatre rôtissages.

§ 115. — En décrivant l'opération du rôtissage, nous avons annoncé qu'il existait une méthode dans laquelle on amenait le cuivre au point nécessaire au raffinage par le moyen de quatre rôtissages; c'est dans l'usine appelée *Midle-bank Copper-works*, appartenant à M. Greenfell, qu'on emploie cette méthode. Le grillage présentant aussi quelques différences, à cause de la disposition des fourneaux, nous décrirons brièvement le procédé entier.

Grillage du minerai.

§ 116. — Le grillage du minerai s'exécute dans des fourneaux à 3 étages, représentés, *fig.* 6, Pl. II. Le minerai chargé dans les trémies tombe sur la sole supérieure *c*. Un ouvrier l'y répand uniformément; au bout de six heures de chauffe, on fait descendre le minerai sur la seconde sole *b*.

Il est alors desséché et a éprouvé un commencement de grillage. Sur cette seconde sole, le grillage se termine. Cette seconde partie de l'opération dure également six heures, temps nécessaire pour fondre une charge; quand le minerai est ainsi grillé, on le fait tomber sur la sole inférieure *a* pour y être fondu.

Dans ce genre de fourneau, la température est plus haute que dans les fourneaux de grillage ordinaires; aussi les ouvriers doivent-ils apporter un grand soin pour empêcher le minerai de s'agglomérer.

§ 117. — La fonte se conduit de la même manière que dans le procédé décrit (§ 106;) on ajoute au minerai des scories provenant de la seconde fonte, de la chaux fluatée, de la chaux et du sable, suivant que la fusibilité du mélange l'exige. Elle donne de même pour produit une matte contenant de 30 à 33 pour 100 de cuivre pur, et une scorie noire porphyrique. Les parties qui contiennent des grenailles sont refondues, la matte est grenaillée dans l'eau. — Fonte du minerai grillé.

L'opération dure six heures. On charge une tonne (1015 kilogrammes) sur chaque sole, de façon qu'il y a constamment dans ce fourneau deux tonnes de minerai qui subissent l'action du grillage, et une tonne de minerai grillé qui est soumise à la fonte.

§ 118. — Le grillage de la matte s'exécute dans un fourneau à deux étages, que nous avons indiqué en parlant des fourneaux (§ 94). — Grillage de la matte.

La matte grenaillée éprouve un commencement de grillage sur le plan supérieur, et ce grillage est terminé sur l'étage inférieur.

On laisse la matte vingt-quatre heures sur

chaque sole; la charge est de six tonnes, trois à chaque étage.

Fonte de la matte grillée.

§ 119. — La quatrième opération est une fonte analogue à la quatrième opération du traitement précédent. On ajoute à la matte grillée les scories provenant des différentes opérations postérieures.

La charge est d'une tonne et demie (1522 kilogr.), et la durée de la fonte est de six heures.

La matte qui provient de cette fonte contient 60 pour 100 de cuivre; elle est coulée en saumons (*pigs*) au lieu d'être grenaillée : c'est le métal bleu.

Rôtissages.

§ 120. — Cette matte subit quatre rôtissages successifs, qui forment les opérations 5, 6, 7 et 8 de cette méthode.

La durée de chacun de ces rôtissages est de vingt-quatre heures, y compris le temps de refroidir et de charger le fourneau. Le métal est tenu rouge, sans fondre, pendant une partie de l'opération; puis on augmente la température et on obtient une fusion parfaite. On remue alors avec des morceaux de bois, pour empêcher l'oxidation du métal.

Après avoir ainsi brassé la masse, on retire les scories par la porte de devant; puis on coule le métal en saumons.

La charge, dans ces rôtissages, varie de deux tonnes et demie à trois tonnes; on met moins de métal dans les premiers rôtissages que dans les derniers.

Ces rôtissages successifs donnent des cuivres noirs de plus en plus riches : celui qui est produit par le premier contient 70 pour 100 de cuivre; le second, de 75 à 80. Il est très-caverneux,

couvert d'ampoules, et ressemble entièrement au produit du rôtissage dans le traitement où le cuivre brut n'est soumis qu'une fois à cette opération. La scorie qui en résulte est une espèce de matte contenant un grand excès d'oxide de cuivre, et qui contient la plus grande partie des métaux étrangers.

Le troisième rôtissage donne un cuivre noir de 85 pour 100 de richesse, et celui que produit le quatrième contient 90 pour 100 de cuivre pur. Les résidus qui proviennent de ces deux opérations sont composées presque entièrement de cuivre métallique.

Le dernier cuivre noir est raffiné par la méthode ci-dessus décrite.

La consommation de houille est évaluée, dans cette usine, à vingt parties, pour obtenir une partie de cuivre.

Dans l'usine de *Upper-bank Copper-works*, qui est voisine de celle-ci, et qui appartient au même propriétaire, on suit le procédé avec un seul rôtissage.

Nous n'avons pas pu connaître exactement quelle est la méthode la plus avantageuse. Il paraîtrait, d'après les renseignemens que le directeur de ces établissemens a eu la complaisance de nous donner, que la méthode où l'on pratique les quatre rôtissages serait plus longue et plus coûteuse; mais aussi que le cuivre obtenu par ce travail serait de qualité supérieure à celui que l'on obtient par l'autre procédé.

Nous ignorons si tous les minerais sont indifféremment fondus par l'une ou l'autre méthode.

Prix de fabrication du cuivre.

§ 121. — On peut évaluer ainsi qu'il suit les dépenses de 100 kilogrammes de cuivre, sachant

que le minerai donne moyennement 8 pour 100 de cuivre métallique, et que pour obtenir une partie de cuivre, on consomme de 18 à 20 parties de houille.

1250 kilogrammes de minerai (1).	138 fr.	
2000 kilogrammes de houille.. . .	20	
Dépenses en main-d'œuvre (2), locations, réparations, etc.	32	50
	190	50

Nota. Nous ajouterons à la suite de cet article une note sur le traitement du cuivre pyriteux de Sainbel, que M. Thibaud, ingénieur des mines, directeur de l'usine de Chessy, a bien voulu nous transmettre, et dans laquelle on a comparé la dépense des procédés employés dans le pays de Galles et à Chessy.

IV. *Expériences qui ont été faites pour condenser les vapeurs qui se dégagent des usines à cuivre.*

Accroissement rapide de Swansea.

§ 122. — L'établissement des usines à cuivre a procuré à la côte du Glamorgan un accroissement rapide de prospérité. A l'époque de l'éta-

(1) Le minerai pauvre coûte environ 50 francs les 1000 kilogrammes, et le minerai riche 500 francs; mais le prix du minerai, ramené à ne contenir que 8 pour 100, peut être évalué à 4 livres et 10 schellings la tonne, c'est-à-dire à 112 fr. 50 c. les 1015 kilogrammes. Ce prix varie avec celui du cuivre.

(2) Le prix de la main-d'œuvre, des réparations et du combustible, varie de 500 à 550 francs par 1015 kilogrammes (une tonne), suivant l'importance de l'usine. Mais, en supposant, ainsi que nous l'avons indiqué, que l'on consomme vingt parties de houille pour en obtenir une de cuivre, et sachant que ce combustible coûte 8 schellings ou 10 francs la tonne, la dépense en main-d'œuvre, etc., en prenant la moyenne entre 500 et 600, sera réduite à 35 par quintal métrique de cuivre.

blissement de la première usine à cuivre dans ce pays, il y a environ un siècle, Swansea n'était qu'un village insignifiant. En 1801, sa population s'élevait déjà à 6,099 habitans, et en 1821 à 10,255. Le mouvement du port a augmenté à tel point, que le nombre des vaisseaux qui y entrent annuellement s'élève à 2,600.

Le commerce du cuivre, seul, exige constamment l'emploi de cent bâtimens du port de cent tonneaux ; chaque vaisseau fait dix voyages par an. Le marché de Swansea est devenu considérable depuis l'augmentation de population sur cette côte. En raison de la richesse et de la prospérité de la ville, les terres des environs se louent le double de ce qu'elles vaudraient pour l'agriculture dans des circonstances ordinaires. La ville et la rivière de Neath reçoivent des avantages du même genre.

Le mouvement de fonds dans les usines à cuivre du sud du pays de Galles s'élève à 200,000 livres sterlings (5,000,000 francs) par an, et la quantité de houille que ces usines consomment, ou dont elles occasionnent l'exportation en Cornouailles, s'élève à 200,000 chaldrons (3,100,000 hectolitres) (1).

Fumées nuisibles auxquelles le traitement du cuivre donne lieu.

Mais si l'érection de ces usines contribue si puissamment à enrichir la côte du Glamorgan, leur voisinage n'est pas sans inconvénient : en effet, elles sont constamment enveloppées d'un nuage de fumées blanchâtres, que l'on aperçoit de plusieurs lieues, et dont l'action corrosive détruit la végétation à plusieurs centaines de toises

(1) Le chaldron de charbon de terre équivaut à 15 hectolitres et demi.

autour de chacune d'elles, et la tient en souffrance à une distance encore plus considérable. Ces mêmes gaz sont très-désagréables et probablement nuisibles aux animaux qui les respirent.

Ces fumées doivent être considérées comme composées de deux parties; savoir, de gaz qui se dégagent du charbon et de gaz provenant du minerai de cuivre, qu'on appelle, dans le pays, fumée du cuivre (*copper smoke*).

La fumée de la houille est bien connue, et on sait qu'elle n'a aucune action nuisible lorsqu'elle est étendue dans l'air atmosphérique.

Il n'en est pas de même de la fumée du cuivre, celle-ci paraît se composer de quantités diverses:

Composition de ces fumées.

1°. D'acide sulfureux;

2°. D'acide sulfurique;

3°. D'arsenic;

4°. D'acide arsénieux;

5°. De gaz et de vapeurs fluoriques;

6°. De matières solides entraînées mécaniquement.

C'est principalement l'acide sulfurique qui donne naissance à l'épaisse vapeur blanche, qui rend la fumée du cuivre si nuisible. L'arsenic, soit à l'état métallique, soit à celui d'acide arsénieux, passe à l'état de vapeurs : très-probablement, le fluate de chaux mêlé au minerai produit du gaz fluorique silicé et du gaz acide fluorique. Les matières entraînées mécaniquement consistent en particules fines de minerai : il peut s'y trouver du cuivre métallique; mais l'expérience a prouvé que la proportion en est au moins très-peu considérable.

L'action nuisible et le désagrément de cette fumée ont excité de fréquentes plaintes, qui ont

mis les propriétaires des usines dans la nécessité de chercher les moyens de la condenser. Nous croyons devoir indiquer ici les différentes expériences qui ont été faites dans ce but, parce que, quoique la France ne possède que peu d'usines à cuivre où il soit nécessaire de les appliquer, il existe dans les grandes villes, et notamment à Paris, un grand nombre d'établissemens, comme les fabriques d'acide sulfurique, les ateliers où l'on sépare l'or et l'argent, etc., d'où il s'échappe des fumées délétères et qu'il serait très-utile de pouvoir condenser.

§ 123. — Dès l'année 1810, M. John-Henry Vivian (1), membre de la Société royale et de la Société géologique, et intéressé dans l'un de ces établissemens, commença des expériences dans l'usine que MM. Vivian et fils possédaient alors à *Penclawdd*. L'appareil qu'il employa d'abord consistait simplement en longs canaux horizontaux disposés en zigzags; mais il s'aperçut bientôt que, bien que les obstacles que rencontrait la fumée dans sa course donnassent lieu à la formation d'un dépôt dans le tuyau, il ne pourrait cependant atteindre le but qu'il s'était proposé, par des moyens purement mécaniques.

Condensation dans des chambres à pluie.

En 1821, il tenta de condenser et d'absorber ces vapeurs au moyen de l'eau. Dans ce but, M. Vivian fit construire un large canal qui traversait toute son usine, et qu'il prolongea en ligne droite à l'extérieur, sur une longueur d'environ cents yards (92^{m}, 40); il éleva à son ex-

(1) Cette description est extraite d'un mémoire que M. sir John-Henry Vivian a publié dans les *Annales de philosophie*.

trémité une cheminée de 100 pieds (30^{m}, 60) de haut. Entre l'usine et la cheminée, le conduit était interrompu par une grande chambre destinée à rendre la fumée stationnaire pendant quelques instans, et à permettre ainsi le dépôt des matières tenues en suspension mécanique. Cette chambre était divisée par des cloisons verticales, au moyen desquelles la fumée devait se trouver en contact plus immédiat avec l'eau qu'on se proposait d'y faire tomber sur plusieurs points. Le canal montait légèrement jusqu'au point où il débouchait dans la chambre, puis il descendait légèrement vers la grande cheminée, afin que l'eau qu'on devait introduire, tant dans cette seconde partie du canal que dans la chambre, pût couler dans la même direction que la fumée, et tendît à favoriser plutôt que gêner le tirage. Après avoir essayé diverses dispositions pour l'introduction de cette eau, M. Vivian se détermina à adopter celle qu'on emploie pour les douches, admettant l'eau à la partie supérieure de la chambre et du canal descendant, dans des bassins de cuivre percés de trous, qui la distribuaient régulièrement en *pluie*. On obtint, par ce moyen, les plus heureux résultats. Il se faisait un dépôt considérable sur les parois du conduit ainsi qu'au bas de la cheminée, et l'eau était fortement imprégnée de substances enlevées à la fumée, dont, par suite, le volume était considérablement diminué. A sa sortie de la grande cheminée, elle ne possédait plus dans un degré marqué aucune des propriétés nuisibles qu'elle avait avant de traverser la *chambre à pluie*.

Encouragé par ce résultat, M. Vivian fit de nouvelles chambres et des conduits très-éten-

dus, de manière à comprendre dans l'opération d'assainissement tous les fourneaux de grillage de l'usine. Dans le système qu'on établit alors, la fumée, avant d'arriver à la grande cheminée, avait à traverser successivement quatre *chambres à pluie* N, dans lesquelles la somme des hauteurs des chutes était de 480 pieds; de plus, voulant condenser également la fumée qui se dégageait des fourneaux de fonte, on les fit communiquer avec la grande cheminée; mais ayant conclu des expériences antérieures que les fourneaux de fonte ne chaufferaient pas suffisamment lorsqu'on les ferait déboucher dans le même conduit que les fourneaux de grillage, on construisit pour eux un conduit séparé, qui aboutissait directement à la grande cheminée.

Après avoir tenu ce système en activité pendant quelques mois, on observa que plusieurs des cloisons des *chambres à pluie*, auxquelles on n'avait donné que l'épaisseur d'une demi-brique, étaient tombées, par suite de l'action des acides sur le mortier et sur les briques elles-mêmes, et qu'une réparation générale était nécessaire.

En l'exécutant, on réduisit le nombre des cloisons de quelques chambres, et on fit les passages pour la fumée, non au haut et au bas des cloisons, mais à leurs extrémités latérales, de manière que la fumée pût passer à travers la *chambre à pluie* horizontalement, au lieu d'être contrainte à monter contre la direction des gouttes, et à descendre au-dessous du niveau des fourneaux de grillage; ce qui naturellement mettait obstacle au tirage. (La planche III représente une partie de l'appareil définitivement adopté.) On remarqua aussi que les bassins de cuivre percés de trous,

placés à la partie supérieure des différentes divisions des *chambres à pluie*, avaient été dégradés par la fumée et qu'elle s'échappait par les joints qui les entouraient. Pour obvier à ces inconvéniens, on prit le parti de couvrir la totalité de chacune des chambres par un seul bassin de cuivre, percé de trous à son fond dans les parties correspondantes au courant de fumée. Cette disposition remédiait à tous les inconvéniens qu'avaient offerts les précédentes. L'épaisseur des plaques de cuivre qui forment ces bassins est telle, qu'un pied anglais carré pèse trois livres anglaises (1^k493). Les trous sont percés sur des lignes diagonales, à-peu-près à un pouce l'un de l'autre, et un pied de surface en contient environ 250 : ils ont un seizième de pouce de diamètre. On a cherché à les faire aussi petits que possible, pour multiplier les surfaces de l'eau; mais ce liquide n'aurait pas coulé avec facilité à travers des ouvertures plus petites. On place les feuilles de cuivre de manière que les barbes des trous soient tournées vers le bas, disposition qui facilite la formation des gouttes. L'arrangement des trous est tel, que la fumée qui échappe aux gouttes d'une ligne se trouve en contact avec celles d'une autre.

Ayant remarqué que le tirage des fourneaux de fonte était gêné depuis qu'on les faisait déboucher dans la grande cheminée, on prit le parti de leur rendre l'usage de leurs propres cheminées. Cette nouvelle disposition présentait peu d'inconvénient, parce que la fumée de ces fourneaux se compose presque uniquement des produits de la combustion du charbon. Mais le tirage de la grande cheminée n'était plus assez

fort, et pour l'augmenter, on construisit près d'elle un fourneau de fusion M qu'on y fit déboucher, ainsi qu'on le voit dans la *fig.* 2, Pl. III.

Par cette disposition, le tirage des fourneaux de grillage devint aussi bon qu'on put le désirer, et la seule dépense courante qui résultât de l'adoption de cette méthode, était le transport des combustibles et des scories du fourneau de fusion placé à côté de la cheminée.

Les résultats de ces opérations ont été des plus satifaisans. Des expériences faites par MM. R. Philips et Faradey, qui ont constamment aidé M. Vivian de leurs conseils, prouvent que l'arsenic est déposé dans les *chambres à pluie*, où on le trouve en abondance flottant dans l'eau.

L'acide arsénieux est en partie déposé et en partie dissous par l'eau, et dans le cas où quelques portions d'acide arsenique se formeraient à une haute température, elles seraient aussi très-promptement dissoutes par l'eau, dans laquelle cet acide est plus soluble que le précédent. Ce qui prouve d'ailleurs l'efficacité de l'action de l'eau, c'est qu'il n'y a qu'une trace d'arsenic dans la fumée du conduit au-delà des *chambres à pluie*.

Les acides sulfurique et arsenique sont aussi absorbés par l'eau. Il en est de même d'une portion considérable de l'acide sulfureux; cependant, comme cet acide est moins facile à absorber que les acides sulfurique et fluorique, une partie reste libre.

L'acide fluorique, dont l'existence était présumée d'après l'action de la fumée sur le verre, a été découvert dans l'eau de la première cham-

bre. Cet acide n'a pas été retrouvé dans la fumée après qu'elle a traversé les chambres.

Quant aux substances emportées mécaniquement, elles se déposent en boue dans le fond des chambres et du conduit ; ainsi, de toutes les parties nuisibles que renferme la fumée, il n'échappe à la condensation qu'une portion du gaz acide sulfureux. Sa proportion dans les gaz qui sortent maintenant de la grande cheminée, n'est que d'un 38e. de ce qu'elle était avant l'établissement de cette cheminée. La grande masse de ces gaz étant composée de vapeurs bitumineuses et de vapeurs d'eau provenant de l'eau d'absorption ; en outre, le gaz acide sulfureux étant rejeté à une grande hauteur, il doit nécessairement se mêler avec une bien plus grande proportion d'air atmosphérique, avant d'agir en aucune manière sur la végétation, circonstance qui en diminue encore les mauvais effets.

On voit, d'après cela, que M. John-Henry Vivian a atteint en très-grande partie, et peut-être aussi complétement qu'on puisse le faire en grand, le but de ses utiles travaux.

Outre ces expériences, M. Vivian en a fait beaucoup d'autres, dans lesquelles il a employé comme agens *la vapeur d'eau*, *la chaux*, *le nitre*, *le charbon* et *la calcination en vaisseaux clos.* Quoiqu'elles n'aient conduit à aucun résultat; cependant nous croyons devoir les indiquer, afin que les personnes qui pourront s'occuper d'expériences analogues connaissent celles qui ont déjà été faites.

Expérience avec la vapeur d'eau.

§ 124. — *Vapeur d'eau.* On peut s'attendre à voir agir la vapeur de deux manières, comme favorisant la transformation de l'acide sulfureux

en acide sulfurique, et comme présentant, au moment de sa condensation, de l'eau très-divisée.

Pour s'en assurer, M. Vivian fit construire une chaudière, qui envoyait dans le conduit, en avant de la première *chambre à pluie*, 350 pieds cubes de vapeur par minute. L'examen montra que l'eau de la chambre, avant et après l'introduction de la vapeur dans le conduit, contenait à très-peu-près la même proportion de soufre; ce qui fait voir que la température de l'eau contrebalance l'effet de sa grande division.

§ 125. — *Chaux*. On fixa au mur de l'une des *chambres à pluie* une auge de fer, dans laquelle on plaça de la chaux. On versa sur cette chaux de l'eau jusqu'à ce qu'elle prît la consistance d'une crême. A cet état, on la fit tomber dans la division de la chambre la plus éloignée du fourneau, puis, la remontant à l'aide d'une pompe, on la fit tomber successivement dans les autres divisions. On l'employa aussi à l'état d'eau de chaux. Ce procédé n'a pas donné de résultats aussi efficaces qu'on aurait pu l'espérer : on s'est convaincu en outre qu'il ne serait pas applicable en grand, et qu'il occasionnerait une dépense considérable, à cause de la quantité énorme de chaux nécessaire pour absorber tous les acides, y compris l'acide carbonique. **Expérience avec la chaux.**

§ 126. — *Nitre*. On construisit une chambre de plomb près du canal horizontal. On disposa les choses de manière à faire passer la fumée du cuivre à travers cette chambre, et à y introduire en même temps du gaz acide nitreux, produit dans une cornue placée à côté. L'expérience montra que le gaz acide sulfureux sortant des fourneaux, y était trop mélangé avec les autres gaz pour **Expérience avec le nitre.**

être employé avec avantage à la fabrication de l'acide sulfurique. En effet, d'après l'analyse de MM. Philips et Faradey, le gaz ou la fumée dans le canal, au point le plus voisin des fourneaux de grillage, ne contient pas plus de 5 pour cent d'acide sulfureux, ce que nous croyons n'être pas beaucoup au-dessus de ce que contient le résidu gazeux mélangé qui s'échappe de la cheminée d'une fabrique d'acide sulfurique après que l'opération est terminée. En outre, il est à croire que la rapidité du courant est trop grande pour permettre l'intime mélange et la combinaison des vapeurs sulfureuses et nitreuses, et qu'en conséquence une quantité considérable des dernières sont emportées sans être employées.

Expérience avec le charbon.

§ 127. — *Charbon.* On sait que le charbon incandescent décompose l'acide sulfureux : il se dépose du soufre et il se produit de l'acide carbonique ou de l'oxide de carbone. M. Vivian voulut en conséquence essayer l'effet que produirait le passage de la fumée à travers un feu de charbon. Il fit construire près de la grande cheminée un fourneau d'expérience, dans lequel, au moyen de petits tuyaux garnis de soupapes, et communiquant avec le grand tuyau des fourneaux de grillage, on pouvait à volonté introduire la fumée avant ou après son passage dans les *chambres à pluie.* Le canal qui amenait la fumée aboutissait sous la grille du fourneau, de manière que la fumée qui l'avait parcouru pouvait passer à travers le feu et se rendre ensuite dans un second canal terminé par une cheminée.

On fit la première expérience en chauffant ce fourneau avec un feu de houille ordinaire. Voici quel fut le résultat : lorsque la masse en ignition

était assez volumineuse pour établir le contact du gaz et du combustible, la fumée ne pouvait la traverser; quand au contraire elle était assez mince pour laisser un libre passage, la fumée était simplement échauffée, ce qui la rendait transparente pour un moment; mais elle restait indécomposée, ou si quelque décomposition avait lieu, le gaz était immédiatement reproduit, comme cela était sensible à la seule inspection du haut de la cheminée. On répéta la même expérience avec du *stone-coal* (houille sèche), du *culm* (*stone-coal* en poudre) et du coke: le résultat fut le même. On ne fut pas plus heureux avec du charbon de bois.

M. Bevington-Gibbins, dans une série d'expériences faites dans le même but, mais sur une moins grande échelle, a aussi employé le charbon de bois et a réussi à produire un dépôt de soufre.

M. Young a essayé, mais, à ce qu'il paraît, sans succès, d'opérer la même décomposition avec un feu de bois.

Au reste, il est aisé de sentir combien il serait difficile d'avoir recours à des opérations de ce genre sans porter atteinte au tirage des fourneaux.

§ 128. — *Calcination en vaisseaux clos.* On a plus d'une fois songé à calciner le minerai en vaisseaux clos et à en séparer une partie du soufre par distillation; mais les dépenses occasionnées par ce procédé sont trop considérables relativement au prix du soufre qu'on en retire pour qu'il puisse être employé. En outre, le résidu qu'on obtiendrait étant fondu, le traitement qu'il exigerait serait plus difficile et plus dispendieux que celui du minerai. Calcination en vases clos.

Expérience avec de l'hydrogène carboné.

§ 129. — *Hydrogène carboné.* On essaya de décomposer les gaz produits par le grillage, au moyen du gaz hydrogène carboné, qu'on obtenait en faisant passer les produits de la combustion sur de la houille. L'expérience a été faite sur une petite échelle, mais sans un succès très-marqué. Il est aisé de sentir que quand même cette méthode serait susceptible de réussir, la grande quantité de houille qu'elle exigerait la rendrait d'un usage inapplicable.

M. John-Henry Vivian ne fut pas le seul à s'occuper de chercher un remède aux effets nuisibles de la fumée des usines à cuivre. En octobre 1821, une souscription fut ouverte dans ce but à Swansea; on forma un fonds destiné à récompenser l'inventeur d'un moyen efficace d'obvier complétement aux inconvéniens produits par la fumée qui résulte du traitement des minerais de cuivre, et à couvrir les dépenses que ses recherches auraient pu occasionner. Le comité des souscripteurs proposa, le 5 novembre 1821, un prix de 1,000 liv. sterl. (25,000 f.) pour cet objet. M. John-Henry Vivian, dont les essais remontent même à une époque antérieure, et trois autres personnes intéressées dans les usines, s'occupèrent de résoudre cette importante question; mais à la fin de 1822, aucun d'eux n'avait assez complétement réussi pour que le prix pût être décerné. On trouva cependant que le procédé de M. Vivian approchait beaucoup du but désiré.

Note sur le traitement du cuivre pyriteux à Sainbel; par M. Thibaud, ingénieur des mines.

Minerais pyriteux des environs de Sainbel.

Le minerai de cuivre qui a alimenté jusqu'ici la fonderie de Sainbel est un cuivre pyriteux, que l'on a tiré successivement des mines de Chevinay, de Pilon et de Sourcieux, toutes situées à moins d'un demi-myriamètre de distance de Sainbel.

Ce minerai pyriteux s'y trouve disposé en amas allongés selon la direction des couches du terrain : ce dernier est composé en grande partie d'une roche d'un vert grisâtre, connue des mineurs sous le nom de *roche de corne*, que sa nature minéralogique assez variable rapproche le plus souvent des roches amphiboliques ou serpentineuses. La pyrite y est encaissée par un schiste blanc talqueux.

Les deux premières exploitations sont abandonnées depuis long-temps par suite de l'abondance des eaux et de l'épuisement des minerais; la dernière a été abandonnée en 1821, à cause de la pauvreté du minerai, qui ne rendait que deux et demi pour cent de cuivre, et en raison du bas prix de ce métal et de la cherté du combustible.

On a continué à fondre des restes de ce minerai jusqu'à la fin de mai 1825, en l'enrichissant par des minerais carbonatés pauvres de la mine de Chessy.

On se propose dans cette note de faire connaître les résultats de la fonte de ce minerai de Sourcieux, et de fournir par là les moyens de

comparer la méthode suivie à Sainbel avec celles du pays de Galles.

Le minerai de Sourcieux est une pyrite de fer mélangée d'une très-petite quantité de pyrite de cuivre. Au sortir de la mine, où il a éprouvé un premier triage, il est débourbé et trié à la main ; ensuite on le grille en plein air, en grands tas pyramidaux, d'après la méthode décrite dans les *Voyages métallurgiques* de Jars, t. III, p. 117 et suivantes.

1re. fonte. Fonte du minerai grillé.

Après ce grillage, le minerai est fondu dans un fourneau à manche ayant $1^{m},70$ de hauteur, $0^{m},96$ de profondeur et $0^{m},55$ de largeur.

Deux soufflets pyramidaux en bois, mus par une roue hydraulique, fournissent l'air nécessaire à la fusion. Le combustible employé est du coak provenant de Saint-Étienne.

Jusqu'en 1823 on a ajouté au minerai du quarz pour scorifier l'oxide de fer et l'empêcher de se réduire. On obtenait de la matte ordinaire, tenant 25 à 28 pour 100 de cuivre. Depuis plus de deux ans, on a remplacé le quarz par du minerai de cuivre carbonaté pauvre de Chessy, qui contient environ 50 à 60 pour 100 de sable siliceux et 10 à 15 pour 100 de cuivre métallique. On obtient, par ce moyen, de la matte riche de 35 à 45 pour 100.

Pour faciliter la fusion, on ajoute environ 50 pour 100 de scories provenant de la même fonte. Ces scories contiennent une très-grande quantité d'oxide de fer combiné à la silice et seulement des traces de cuivre. (V. le mémoire de M. Guenyveau, *Journal des Mines*, n°. 118, p. 245.) Elles sont généralement très-fluides, et ne deviennent pâteuses que lorsqu'on ajoute une trop

grande quantité de quarz ou de minerais quarzeux.

Lorsque le quarz manque, elles sont trop fluides, les charges descendent trop précipitamment, la matte se mélange en partie dans les scories, où elle forme de petits noyaux d'un gris clair ; ce que les fondeurs expriment en disant que la matte *refleurit;* et par suite de l'absence du quarz, l'oxide de fer libre se réduit, et forme des dépôts qui s'attachent au fond du fourneau, et qui entravent sa marche : les fondeurs disent alors que les scories sont trop *sèches*. Si, au contraire, le quarz est trop abondant, il rend le mélange plus réfractaire ; les laitiers deviennent très-pâteux, les charges descendent lentement ; l'oxide de fer, trop long-temps en contact avec le charbon, se réduit en partie, et il se forme, comme dans le premier cas, des culots de fer dans le fond du fourneau. On consomme alors beaucoup plus de coak pour fondre la même quantité de minerai que dans le premier cas ; dans cet état de choses, les ouvriers disent que les scories sont trop *grasses*.

C'est d'après l'aspect des scories qui coulent constamment sur le devant du fourneau que le maître-fondeur juge des proportions les plus convenables de minerai grillé, de quarz et de scories pour obtenir une bonne fonte.

D'après le *nez* qui se forme à la tuyère, il juge de la proportion du combustible à employer relativement à la matière à fondre.

Si le nez est *trop court*, la température est trop élevée; le fondeur charge dans ce cas plus de minerai pour la même quantité de combustible; il fait le contraire si le nez est *trop long*. Sa longueur doit être ordinairement de 4 à 6 pouces.

Chaque fourneau fond ordinairement 2500 à 3000 k. par 24 heures; on ne perce généralement qu'une fois dans cet intervalle, et après la percée, les fondeurs nettoient avec des outils en fer le fond du fourneau, et ils enlèvent, autant que possible, le fer réduit qui s'y est déposé, afin de rendre plus libre le passage de la matte et des scories. Quoique cette opération soit répétée tous les jours, et qu'on apporte beaucoup d'attention à ajouter la quantité de matières quarzeuses la plus convenable à la scorification de l'oxide de fer, il s'en réduit toujours une assez forte portion, et le fond ou sol du fourneau s'élève tellement au bout de onze à douze jours, que, si l'on continuait, le dépôt ferrugineux atteindrait bientôt le nez. On est alors obligé de cesser la fonte et de vider le fourneau pour le nettoyer et pour réparer l'intérieur.

Le tableau suivant offre le résumé des fontes exécutées sur le minerai de Sourcieux, à Sainbel, pendant trois années consécutives.

2e. fonte. Fonte de la matte grillée.

Tableau N°. 1.

1re. fonte. Minerai grillé.	1822.	1823.	1824.
Jours de fonte à deux fourneaux.	142 j.	105 j. $\frac{1}{2}$	182 j. $\frac{1}{4}$
Minerai de Sourcieux grillé. . .	839640 k.	492370 k.	734330 k.
Minerai carbonaté pauvre de Chessy.	20580 k.	115335 k.	179800 k.
Quarz.	87600 k.	10650 k.	12660 k.
Coak.	332790 k.	288390 k.	414670 k.
Charbon de bois.	1500 k.	1260 k.	2100 k.
Matte ordinaire obtenue.	93200 k.	56000 k.	98000 k.
Rendement du minerai de Sourcieux en matte.	0,111	0,113	0,133
Minerai fondu en 24 heures. . .	6057 k.	5760 k.	5028 k.
Coak employé par 100 k. de minerai.	38 k. $\frac{1}{2}$	47 k. $\frac{1}{2}$	45 k.
Coak employé par 100 k. de matte	357 k.	514 k.	423 k.
Richesse moyenne en cuivre des minerais pyriteux et carbonatés fondus, d'après les essais.	0,027	0,043	0,043

La matte ordinaire, obtenue en pains ronds par le travail précédent, est cassée en petits fragmens de la grosseur d'un œuf, et est soumise à dix grillages consécutifs, dans des cases fermées de trois côtés par des murailles. 2°. fonte. Fonte de la matte grillée.

On n'emploie que des fagots dans les cinq premiers feux, et dans les cinq derniers des fagots et du bois de chêne. Chaque grillage se compose de 14000 k. de matte ordinaire, à laquelle on ajoute, au cinquième feu, la *matte riche* provenant de la fonte du grillage précédent.

Après avoir reçu dix feux, la matte est fondue dans les mêmes fourneaux à manche qui servent au minerai grillé, avec addition de scories de la même fonte et d'un peu de quarz ou de minerai carbonaté siliceux. On passe à cette même fonte le cuivre des caisses de cémentation, les écumages des fourneaux de raffinage, etc.; on obtient du cuivre noir, de la matte dite *riche matte*, tenant 50 à 55 pour 100 de cuivre, et des scories que l'on repasse dans la première fonte.

On a réuni, dans le tableau suivant, le résultat des secondes fontes de trois années consécutives.

Tableau N°. 2.

2°. fonte. Matte grillée.	1822.	1823.	1824.
Jours de fonte à 2 fourneaux....	32 j.	28 j.	31 j.
Matte ordinaire fondue.......	98000 k.	84000 k.	84000 k.
Minerais qui l'ont produite à la 1re. fonte. — Minerai de Sourcieux........	856160 k.	699660 k.	683610 k.
Minerais qui l'ont produite à la 1re. fonte. — Minerai bleu de Chessy......	20580 k.	92080 k.	146785 k.
Riche matte ajoutée dans les grillages...............	15204 k.	14373 k.	18771 k.
Minerai bleu ou carbonaté de Chessy ajouté à la 2°. fonte...	»	»	24705 k.
Quarz, *idem*...............	3000 k.	2200 k.	»
Cuivre de cémentation, *idem*....	2766 k.	2635 k.	2055 k.
Crasses de raffinage, *idem*.....	677 k.	34568 k.	40254 k.
Écumages des fourneaux à manche de Chessy...........	1812 k.	3280 k.	6440 k.
Coak employé...........	77002 k.	80640 k.	92946 k.
Charbon de bois.........	3300 k.	2640 k.	1740 k.
Combustible consommé dans les grillages.. — fagots.......	19120	15690	13480
— b. blanc.. (au p. cube)	832 p.	576 p.	768 p.
— b. de chêne. (au p. cube)	1216 p.	1024 p.	864 p.
— souch., *id*.. (au p. cube)	1152 p.	992 p.	832 p.
Cuivre noir obtenu........	24355 k.	39158 k.	51407 k.
Riche matte, *id*.........	16132 k.	13600 k.	14266 k.
Coak employé par 100 k. de minerai.... — à la 1re. fonte.	38,5 k.	47,5 k.	45, k.
— à la 2°. fonte.	9, k.	11,5 k.	13,5 k.
— aux deux fontes.	47,5 k.	59, k.	58,5 k.
Coak employé par quintal métrique de cuiv. noir obtenu *.	1752 k.	1308 k.	871 k.
Frais de 1re. et 2e. fonte. — Main-d'œuvre.....	5544f,20	4254f,35	5042f,80
— Combustibles......	34036f,77	23956f,55	26536f,53
— Matér. et objets divers.	1800f,00	1668f,14	1888f,00
	41380f,97	29879f,04	33467f,33
Frais par quintal métrique de cuivre noir............	169 f.	76 f.	65 f.

* 100 de houille rendent 55 à 60 de coak.

Aux frais précédens il faudrait ajouter ceux d'exploitation, de grands grillages, de réparation, de location et d'administration pour compléter l'ensemble des frais de production du cuivre noir provenant du minerai de Sourcieux; mais les données précédentes suffisent pour l'objet qu'on se propose.

Raffinage du cuivre noir.

Le cuivre noir, produit des fourneaux à manche, est soumis à une nouvelle fusion pour être raffiné. L'opération s'exécute dans un fourneau à réverbère semblable à celui décrit dans le tome III, pag. 125 et suivantes des *Voyages métallurgiques.*

La charge du fourneau est actuellement de 30 quintaux métriques de cuivre noir ; le travail se conduit, à très-peu de chose près, comme du temps de M. Jars; on emploie pour combustible le bois de tremble, d'aune et de peuplier; on en consomme 5 à 6 moules, c'est-à-dire 320 à 384 pieds cubes par raffinage. L'opération dure 12 à 14 heures.

La couche supérieure de brasque, qui forme le grand bassin du fourneau, se refait à chaque opération, pour éviter tout accident.

On obtient le cuivre raffiné en gâteaux ronds, que l'on divise ensuite en fragmens pour être livrés au commerce sous le nom de rosette. Ce cuivre exige une nouvelle fusion pour pouvoir être étiré en barres et en plaques.

L'opération du raffinage s'exécute à Chessy : on y mélange le cuivre noir de Sainbel avec celui qui provient du minerai carbonaté, dans le but de faciliter le raffinage de ce dernier, qui est plus impur, plus réfractaire, et par suite plus long à raffiner généralement que celui de Sainbel.

On a réuni dans le tableau N°. 3 suivant les consommations et dépenses qu'ont exigées 1000 kilogrammes de rosette pour être raffinés.

Tableau N°. 3.

Raffinage du cuivre noir.		1822.	1823.	1824.
Matériaux employés.....	Cuivre noir. . .	1221 k.	1135 k.	1180 k.
	Charbon de bois.	120 k.	120 k.	102 k.
	Bois de corde (pieds cubes). .	257 pp.	211 pp.	186 pp.
Dépense. . . .	Main-d'œuvre. . .	12f,90	8f,95	10f,40
	Combustible . . .	78f,40	73f,15	60f,25
	Frais divers, réparations	45f,70	10f,10	33f,85
TOTAL des frais de raffinage de 1000 k..		137f,00	92f,20	104f,50

Pour rendre plus facile la comparaison entre les procédés de fonte suivis à Sainbel et dans le pays de Galles pour les minerais pyriteux, on a cru utile de résumer dans le Tableau N°. 4 les consommations et dépenses des première et deuxième fontes et du raffinage qu'ont exigées 1000 kil. de cuivre rosette, à Sainbel, pendant les années 1823 et 1824.

Tableau No. 4.

Résumé des consommations et des frais de fonte et de raffinage.		1822.	1823.	1824.
Combustible consommé. .	Coak.	21392 k.	14816 k.	10278 k.
	Charb. de bois. .	185 k.	196 k.	133 k.
	Fagots de chêne.	959 k.	455 k.	309 k.
	Bois blanc. . . .	299 pc.	228 pc.	204 pc.
	Bois de chêne. .	61 pc.	30 pc.	20 pc.
	Souches chêne . .	58 pc.	29 pc.	19 pc.
Dépense. . . .	Main-d'œuvre . .	290f,80	132f,45	126f,15
	Combustibles. . .	1784f,80	768f,55	669f,35
	Frais divers. . . .	135f,90	58f,50	77f,20
Dépense totale pour 1000k. de cuivre.		2211f,50	959f,50	872f,70

La diminution graduelle des dépenses de productions de 1000 kilogrammes de cuivre dans les trois années 1823 et 1824, tient principalement à ce qu'en 1822 le minerai ne contenait que 27 millièmes de métal, tandis qu'en 1823 et 1824 il en contenait 43 millièmes, par suite des additions de minerais carbonatés de Chessy.

Si le minerai avait eu une richesse de 8 pour 100 ou de 80 millièmes, comme dans le pays de Galles, les frais de fonte de l'année la plus avantageuse auraient été diminués de plus de moitié : ainsi ils auraient été au-dessous de 43 fr. 50 centimes par quintal métrique de cuivre rosette, tandis que dans le pays de Galles ils sont de 52 francs 50 centimes.

Pour établir une comparaison exacte entre ces deux procédés, il faut considérer les pertes en cuivre et les consommations en combustible

et non le prix de fabrication, parce que la valeur du combustible et de la main-d'œuvre est très-differente dans ces deux pays. La perte est presque nulle par ces deux procédés, ainsi qu'il résulte de l'analyse des scories.

Quant à la consommation, elle est dans le pays de Galles de 2000 kilog. de houille pour 100 kil. de cuivre métallique. A Chessy, elle est de 1027 kilog. de coak, correspondans à 1750 kilog. de houille, de 13 kilog. de charbon, 30 kilog. de fagots de chêne et de 25 pieds cubes de bois. Cette consommation équivaut au moins à celle du pays de Galles. On observera en outre que le premier grillage se fait à Chessy, presque sans combustible, et que toute la dépense se reporte sur les autres opérations.

DESCRIPTION

D'un pont suspendu de 1022 pieds d'ouverture, projeté par M. Bazaine, ingénieur au Corps royal des ponts et chaussées de France, général-major du génie au service de Russie, et par MM. Lamé et Clapeyron, ingénieurs au Corps royal des mines, majors du génie au service de Russie.

(Extrait d'une lettre adressée à M. *Baillet*, inspecteur divisionnaire au Corps royal des mines.)

Saint-Pétersbourg, 15-27 août 1825.

. . . . Dans la première lettre que nous avons eu l'honneur de vous écrire (1) relativement aux ponts suspendus, nous avons indiqué la marche que nous suivions pour calculer les dimensions des différentes parties de ce genre de construction : aujourd'hui nous allons entreprendre de décrire un projet de pont en chaînes sur la Néva, de 1022 pieds (anglais) d'ouverture. Comme l'exécution de ce projet n'est pas encore décidée, nous ne développerons ici que les dispositions principales auxquelles nous nous sommes arrêtés. Si la construction de ce pont était définitivement entreprise, nous nous empresserions de vous en faire parvenir les plans de détails.

---

(1) Voyez les *Annales des mines*, t. X, pag. 311 et suiv.

Nous entrerons d'abord dans quelques développemens relativement à la position de ce pont.

La Néva, qui déverse les eaux du lac Ladoga dans le golfe de Finlande, se partage, à son embouchure, en plusieurs bras ; la ville et les campagnes de Saint-Pétersbourg s'étendent sur leurs rivages. Le bras principal du fleuve, auquel on a donné particulièrement le nom de grande Néva, sépare les deux quartiers les plus beaux, les plus peuplés et les plus importans de la ville ; savoir, sur la rive gauche, le quartier de l'amirauté, où se trouvent le palais du souverain, le sénat, les ministères, la plupart des administrations civiles et militaires, et sur la rive droite le quartier de Vacili-Ostroff (île de Bazile), où se trouvent les académies, la bourse, la douane, le port et les entrepôts. Ces deux parties de la ville sont réunies par un pont de bateaux extrêmement fréquenté, que l'on détache au printemps et en automne, à l'époque des débâcles : en sorte que cette communication importante est interceptée pendant que le fleuve charrie des glaçons, soit au commencement, soit à la fin de la saison des froids. Les habitans de Vacili-Ostroff sont alors isolés, et ne peuvent communiquer avec les autres quartiers de la ville qu'au moyen de barques, qui se fraient un chemin souvent dangereux entre les glaçons mobiles qui couvrent la surface du fleuve. Le pont n'est remis en place que lorsque la Néva est ou totalement couverte de glaces, ou totalement libre.

Ce pont de bateaux se démontait autrefois

bateau par bateau, ce qui élevait considérablement les frais de déplacement, et augmentait de beaucoup la durée de l'interruption du passage sur la Néva. Le général Bétancourt, qui dirigeait alors le corps des ingénieurs des voies de communication, a fait construire, en 1821, un pont de bois porté sur des piles flottantes, et tellement lié que le courant le fait tourner tout entier, et le place parallèlement aux quais lorsque l'effort des glaces, s'exerçant sur lui, peut faire craindre sa rupture; il suffit pour lors d'en détacher une des extrémités et de fixer l'autre par des cordages. Quand la débâcle est terminée, on remonte ce pont en très-peu de temps et à peu de frais, au moyen de cabestans. L'économie de temps et de frais qui résulte de ce changement important est cependant soumise à une chance d'incertitude: il arrive quelquefois que les cordages cédant à l'effort des glaces, le pont est emporté par la débâcle lorsqu'on veut en opérer la rotation.

Tous ces inconvéniens ont fait désirer depuis long-temps l'établissement d'un pont fixe, avec piles et culées, sur la grande Néva; mais les difficultés nombreuses que l'on aurait à vaincre rendent cette construction presque impossible. La largeur à-peu-près constante du fleuve est de plus de 950 pieds anglais; sa section transversale est presque rectangulaire, en sorte que le fond, placé à 42 pieds de profondeur au-dessous des eaux ordinaires, est presque horizontal. Le niveau des quais n'est élevé que de 8 à 10 pieds au-dessus des eaux; il est submergé, lors des grandes inondations comparables à celle du

7/19 novembre dernier, jusqu'à la hauteur de 6 à 8 pieds. La vitesse moyenne du fleuve est d'un p. et demi par seconde; sans être très-considérable, elle suffit cependant pour donner naissance à des digues de glace, qui ont, à plusieurs époques, causé des inondations désastreuses. Le port du commerce et plusieurs chantiers de construction de la marine impériale étant placés à l'amont du pont, on serait obligé de construire deux piles-culées pour le placement d'un pont-levis.

Si l'on réfléchit maintenant à la grande profondeur du fleuve, qui nécessiterait des moyens extraordinaires pour y fonder solidement les piles et les culées; au peu d'élévation des quais, qui exigerait un exhaussement prodigieux du pont, afin de placer les naissances des arches, tant surbaissées qu'elles pourraient être, au-dessus du niveau des eaux moyennes; à la diminution inévitable du débouché du fleuve et au danger qui pourrait résulter de l'accumulation des glaces à l'amont du pont, que les brise-glaces les mieux disposés ne sauraient empêcher, vu l'épaisseur des masses de glaçons quelquefois très-considérables, on concevra que la construction d'un pont fixe, avec piles et culées, sur la grande Néva serait une opération gigantesque, dont les frais énormes ne pourraient être compensés par l'utilité qu'elle offrirait, quelque grande qu'elle puisse être, sur-tout si l'on voulait s'opposer à toutes les chances de destruction, et acquérir, à force de travaux et de précautions, la certitude de la durée de l'ouvrage.

Les difficultés d'une toute autre nature que

présenterait la construction d'un pont en chaînes d'une seule ouverture, à l'emplacement que nous venons d'indiquer, nous ont paru plus faciles à surmonter. Nous avons pour nous guider des antécédens favorables : la théorie des ponts suspendus, si complétement développée dans l'ouvrage de M. Navier, ne laisse plus rien à désirer; l'expérience a également appris sur eu à-peu-près tout ce qu'on avait à lui demander, et les ingénieurs civils peuvent maintenant entreprendre la construction d'un pont en chaînes avec autant d'assurance que celle d'un pont en pierres ou en bois.

Tout ce qui précède motive suffisamment la préférence que nous avons donnée à un pont en chaînes pour offrir un passage fixe et durable sur la grande Néva, nous allons maintenant donner la description la plus succincte qu'il nous sera possible de l'ensemble du projet.

Les deux supports en granit sont en tout semblables à la porte d'Athènes, représentée dans l'ouvrage de l'Institut d'Égypte : leur hauteur est de 111 pieds et demi, vus de face; ce genre de support offre une porte rèctangulaire avec des pieds-droits sans talus : vu de côté, il a la forme d'une pyramide tronquée, dont la base inférieure a 42 pieds de largeur horizontale, et la base supérieure 14 pieds seulement. Placé à 21 pieds du bord du quai, il offre, outre le passage direct sous la porte même, deux passages latéraux autour des pieds-droits : c'est au-dessus de ces pieds-droits que s'opère le raccordement des

chaînes de suspension et des chaînes de retenue.

Le pont est composé de trois ponts distincts; savoir, de deux petits ponts de côté, ayant chacun 9 pieds de largeur, et qui sont destinés au roulage des charriots de transport, et d'un pont intermédiaire large de 31 pieds, offrant une route de 21 pieds pour les voitures, et deux trottoirs latéraux pour les piétons, ayant chacun 5 pieds de largeur. Les chaînes de suspension sont distribuées en quatre faisceaux; deux de ces faisceaux supportent, au moyen de tiges verticales et de fermes en fonte, le plancher d'un des ponts de côté : celui du grand pont intermédiaire est supporté par des fermes composées de fer et de bois, suspendues par leurs extrémités aux milieux des fermes en fonte des ponts latéraux.

Chaque ferme transversale du grand pont consiste dans une poutre de bois horizontale, courbée de manière à présenter vers le bas sa partie concave, et dans un polygone en fer, dont les extrémités sont vissées à des boîtes en fonte où viennent s'encastrer les bouts de la poutre; ce polygone, courbé de manière à présenter en bas sa partie convexe, est maintenu, séparé de la poutre, par des tasseaux en bois placés à chacune de ses articulations, ou par des poutres longitudinales au pont, ou enfin par des moises qui servent à lier entre elles les différentes fermes.

Les petites fermes en fonte des ponts latéraux qui sont supportées à leurs extrémités par les tiges de suspension, et qui supportent en leurs

milieux les fermes du grand pont, ont la forme de voûtes surbaissées; leur poussée est détruite par des barres de fer horizontales.

Le plancher du pont, formé de deux couches de planches placées longitudinalement et à joints recouverts, a 5 pouces d'épaisseur totale. Les trottoirs sont couverts d'une seule couche de planches, clouées sur d'autres planches placées de champ sur les fermes mêmes, et qui lui servent d'appui. Le plancher, sur une longueur de 950 pieds environ entre les quais, est courbé vers le haut; la flèche de cette courbure est de 7 pieds.

Les chaînes de suspension ont une épaisseur totale de 400 pouces carrés ; les 100 pouces carrés qui en résultent pour l'épaisseur de chaque rang sont répartis sur deux polygones, dont les sommets alternent, et qui contiennent chacun dix chaînes distinctes. Chaque chaîne est composée de chaînons alternativement simples et doubles, ayant chacun 8 pieds de projection horizontale. La forme de ces chaînons est la même que celle indiquée par M. Navier dans son projet de pont suspendu sur la Seine, avec cette différence que les boulons d'assemblage sont horizontaux.

Les dix chaînes, qui, dans leur ensemble, composent un polygone, sont parallèles, et leurs articulations se correspondent. Des châssis composés de barres de fer et de fonte unies par des boulons, et semblables à ceux adoptés par M. Navier dans le projet que nous venons de citer, embrassent les dix chaînes d'un polygone un peu au-dessus de chacun de ses sommets. Les tiges

verticales de suspension traversent ces châssis et s'appuient sur eux au moyen d'écrous sphériques. Les deux polygones d'un rang de chaînes sont tout-à-fait indépendans l'un de l'autre : leurs sommets alternent ; le pont est soutenu de 4 pieds en 4 pieds suivant sa longueur.

La distance horizontale des axes des supports, ou l'ouverture des chaînes de suspension, est de 1022 pieds; la flèche des polygones caténaires est de 87 pieds et leur longueur de 1042 pieds environ. Vers le milieu du pont, le plancher et les chaînes sont séparés par un intervalle de 7 pieds.

Le raccordement de chaque rang de chaînes de suspension et de chaînes de retenue se fait sur un charriot en fonte, placé sur des cylindres pareillement en fonte, pouvant rouler sur les plateformes qui terminent les supports. Chacune des chaînes partielles qui composent un rang se recourbe sur le charriot entre deux parois, dans lesquelles sont encastrés, à mouvement libre, les boulons de ses articulations. Les chaînons, ainsi fixés au charriot, sont beaucoup plus courts que ceux de la partie libre de la chaîne; ils forment un polygone de raccordement, convexe vers le haut, dont chaque sommet correspond à un des cylindres qui supportent le charriot. La forme de ce polygone est parabolique, et calculée de manière à répartir également sur tous les cylindres la pression verticale exercée par les chaînes sur les supports. Les deux charriots, situés sur un des pieds-droits d'un support, sont réunis par des pièces de fonte, de manière à ce que l'un ne puisse

pas se mouvoir indépendamment de l'autre.

Les chaînes de retenue, à leur sortie des charriots, font avec la verticale un angle dont la tangente trigonométrique est $\frac{3}{21}$, rencontrent le sol à 150 pieds environ des axes des supports, se dirigent suivant des puits inclinés vers des plaques de fonte, dont les plans sont perpendiculaires à leur direction, traversent ces plaques à 21 pieds au-dessous du sol, et s'appuient sur elles au moyen de boulons et de coins. Les deux plaques de fonte qui correspondent aux deux rangs de chaînes équilibrantes d'un pont latéral, servent de coussinet à une voûte surbaissée construite en granit. Cette demi-voûte s'appuie à la clef sur un massif de maconnerie qui transmet la poussée horizontale de cette voûte aux fondations du support. Une galerie horizontale, dans laquelle on descend par un puits, réunit des chambres pratiquées derrière les deux plaques d'arrêt correspondantes à chaque voûte. Le point où chaque rang de chaînes de retenue pénètre dans le sol, est recouvert par un piédestal surmonté d'un sphinx, dont les proportions et les formes sont prises dans l'ouvrage publié par l'Institut d'Égypte.

La voûte dont nous venons de parler est assise sur une maçonnerie, dont le radier horizontal s'appuie sur des pieux; des moises en fer qui les embrassent sont réunies par des tiges verticales avec les dalles de granit qui forment l'assise supérieure de la voûte. Au moyen de ce système, la résistance que les pieux offrent à l'arrachement est intéressée pour s'opposer au soulèvement de la maçonnerie avant que toutes

les parties aient acquis, par la solidification du mortier, le degré de liaison nécessaire.

Le passage des bâtimens marchands ou des vaisseaux de l'État, de l'amont à l'aval du pont, se fait au moyen d'un canal demi-circulaire, pratiqué dans le Vacili-Ostroff. Les ponts mobiles placés sur ce canal sont disposés de manière à ce qu'étant alternativement levés ou baissés, la circulation des voitures et des piétons ne soit pas entravée par le passage des vaisseaux. Chacun de ces ponts est composé de deux demi-arches en fonte, qui, en tournant sur les culées, offrent dans le canal une ouverture libre, suffisante pour le passage des plus gros bâtimens de guerre; une portion de chaque demi-arche peut en outre se lever, à la manière des ponts-levis, pour laisser passer les vaisseaux marchands.

Après avoir donné la description du projet, nous y ajouterons quelques observations pour motiver les dispositions nouvelles que présente le travail dont il s'agit.

Le partage du pont en trois parties distinctes offre plusieurs avantages, la considération suivante nous a principalement déterminés à adopter cette disposition. Si nous avions distribué les chaînes sur deux rangs seulement, leur grande épaisseur, la grande largeur du pont exigée par les besoins de la circulation, nous auraient entraînés dans de grandes difficultés relatives à la nature des assemblages et des raccordemens des chaînes, à la manière de fixer leurs extrémités dans le sol, et à la construction des fermes trans-

versales. En portant à quatre le nombre des rangs de chaînes, de nouvelles difficultés se seraient présentées si nous avions adopté des fermes transversales d'une seule pièce soutenues en quatre points de leur longueur, les charges constantes et mobiles du pont ne se seraient pas distribuées en parties égales sur les tiges de suspension correspondantes à chaque ferme ; les deux rangs de chaînes intermédiaires auraient exigé une épaisseur plus considérable que celle des deux rangs extrêmes ; le plus ou moins d'élasticité des matériaux dont les fermes auraient été composées eût fait varier le rapport de ces épaisseurs, qui eût été conséquemment difficile à assigner. En adoptant au contraire la disposition que nous avons décrite, les quatre rangs de chaînes jouent évidemment le même rôle dans la suspension, et leur épaisseur doit être la même pour tous.

Les fermes, composées de fer et bois, qui soutiennent le plancher du grand pont, forment un système d'un genre nouveau, que nous nous proposons de soumettre à l'expérience avant de l'employer. Dans ce système, suspendu par ses deux extrémités seulement, la poutre courbée tend à se redresser en vertu du poids dont elle est chargée, et le polygone en fer, par sa traction, s'oppose à ce redressement, qui, s'il avait lieu, occasionnerait la courbure de la poutre dans un sens opposé, et par suite ferait craindre sa rupture; on peut encore envisager ce système sous un autre point de vue, considérer le polygone en fer, inférieur à la poutre, comme supportant le poids dont elle est chargée et qu'elle

lui transmet par l'intermède des tasseaux ; et la poutre comme empêchant le rapprochement des deux extrémités de ce polygone. Le calcul indique alors que la traction supportée par le polygone en fer est la même que celle des chaînes d'un pont suspendu, dont l'ouverture serait égale à la distance horizontale des deux extrémités de la poutre, dont le poids serait le même que celui qui charge la ferme, et dans lequel la flèche des chaînes serait égale à la somme des flèches de courbure de la poutre et du polygone en fer.

Les chaînes de retenue ayant une grande longueur, et la différence des températures extrêmes à Saint-Pétersbourg étant d'environ 50 degrés du thermomètre de Réaumur, on voit que si nous eussions attaché d'une manière fixe les chaînes de retenue aux supports, ceux-ci, dans leur partie supérieure, eussent été sujets à un mouvement horizontal très-sensible qui eût fatigué la maçonnerie, et donné à la résultante des tensions des chaînes de suspension et de retenue une direction très-différente de celle de l'axe de résistance des supports. Le moyen que nous proposons conserve à cette résultante une direction constamment verticale, et laisse parfaitement fixe la partie supérieure des supports.

Les pressions considérables exercées sur les charriots, le peu d'étendue des oscillations verticales des chaînes d'un aussi grand pont, le grand nombre de rouleaux sur lesquels les charriots sont assis, et la forme de ces charriots, au moyen de laquelle les pressions sont également répar-

ties sur tous les cylindres; toutes ces circonstances sont favorables à la solidité de ce mode de raccordement, que nous croyons préférable à tout autre dans les ponts d'une grande ouverture.

La fixation des chaînes de retenue dans le sol est peut-être la partie la plus importante d'un projet de pont suspendu. Dans les localités où le terrain offre une grande résistance, ou est peu perméable aux eaux, on peut compter sur le poids d'une portion de ce terrain pour s'opposer au soulèvement des plaques d'attache; mais à Saint-Pétersbourg, qui n'était, il y a un siècle, qu'un vaste marécage, le terrain est trop meuble pour qu'il soit permis de compter sur la résistance qu'il pourrait offrir : il est trop pénétré d'eau pour qu'on puisse chercher des points d'appui à une grande profondeur ; c'est ce qui nous a déterminés à adopter le genre de construction que nous avons décrit. Le poids total de chaque demi-voûte est au moins double de la composante verticale des tractions maxima des chaînes équilibrantes qui y aboutissent, en sorte que ce poids détruirait encore cette composante verticale dans le cas où la demi-voûte serait entièrement dans l'eau.

La résultante des tractions des chaînes équilibrantes qui aboutissent à chaque demi-voûte, la verticale qui passe par son centre de gravité, et l'axe horizontal du massif de maçonnerie qui l'unit à la fondation du support voisin, concourent en un même point, en sorte que la puissance et les résistances se font directement équilibre.

Nota. Les calculs des tensions des chaînes ont

été faits en employant la méthode que nous vous avons indiquée dans notre première lettre. L'épaisseur du fer est d'*un pouce carré anglais* pour dix tonnes de tension maximum. Nous supposons que l'on peut, à force de soins et de recherches, obtenir en grande quantité un fer qui supporte trente tonnes au pouce carré anglais.

SUR LA MÉTALLURGIE DU PLOMB.

(Extrait des *Archives métallurgiques* de M. KARSTEN, tome 6).

I. *Des différens fourneaux et procédés essayés ou pratiqués dans la fonderie de Fredrickshutte, près Tarnowitz en Silésie.*

La fonderie établie pour obtenir le plomb des minerais exploités à Tarnowitz, offre à l'observateur des procédés dont quelques-uns lui sont particuliers, et qui sont en général remarquables par les résultats avantageux qu'on en obtient. Le plus grand nombre a déjà été décrit par M. d'Aubuisson dans le *Journal des mines*, t. 17, pag. 438; mais il n'a pas eu connaissance de tous les essais qui ont été faits, et en outre, depuis l'époque où il a visité cet établissement, il y a eu des perfectionnemens importans, particulièrement dans la préparation des coupelles, par l'emploi de la marne en remplacement des cendres. Il ne sera donc pas inutile de présenter différens résultats intéressans qui formeront comme le complément de ce qui a déjà été publié sur cette fonderie.

Le traitement qui fut mis en usage lors de l'établissement de la fonderie en 1787, consistait à fondre la galène avec addition de fer dans un haut-fourneau de 20 pieds de hauteur (1), 56 pouces de profondeur, et 30 pouces de lar- Essais relatifs aux combustibles.

(1) Il s'agit ici du pied du Rhin qui = $0^m,275$.

geur intérieure. On obtenait une matte qui était grillée et fondue de nouveau avec addition de fer. La fonte de 100 quintaux (1) de minerai consommait 373 pieds cubes du Rhin de charbon de bois, 8 $\frac{2}{3}$ quintaux de fonte de fer, et 20 quintaux de scories de forge. Le produit consistait en 43,73 quintaux de plomb d'œuvre, plus 51,75 quintaux de mattes. Pour fondre 100 quintaux de ces dernières, il fallait brûler 404 pieds cubes de charbon et employer 7 $\frac{1}{2}$ quintaux de fer : on en obtenait 38,88 quintaux de plomb d'œuvre avec 56,76 quintaux de secondes mattes qui étaient rejetées.

Le minerai rendait ainsi environ 63 pour 100 de métal ; mais comme la quantité de fer ajoutée dans la première fonte était trop faible, il y avait du plomb de perdu, principalement sur celui qui se trouvait passé dans la matte ; d'ailleurs le grillage et la fonte de cette dernière augmentaient inutilement le nombre des opérations et les frais du traitement.

En 1791, on introduisit un perfectionnement important, en substituant le coke au charbon de bois, et les premiers essais ne laissèrent aucun doute sur l'avantage du charbon minéral. Voici les résultats d'une des fontes d'essai.

On a fondu 660 quintaux de minerai dans un haut-fourneau et à l'aide du charbon de bois, et la même quantité, avec du coke, dans un fourneau à manche ; on a obtenu les produits ci-dessous :

---

(1) Le quintal usité en Silésie équivaut à 53 kilog. suivant M. d'Aubuisson ; on le divise en 132 livres.

FONTE AU CHARBON DE BOIS.	FONTE AVEC LE COKE.
333 quintaux de plomb d'œuvre.	424 quintaux et 15 liv. de plomb d'œuvre.
238 quintaux 6 liv. de mattes, contenant, d'après l'essai, 77 quintaux 103 liv. de plomb.	173 quintaux de mattes, contenant, d'après l'essai, 30 quintaux et 19 liv. de plomb.
91 quintaux de scories impures, débris de fourneau et (*abgaenge*), contenant 25 quintaux 41 liv. de plomb.	109 quintaux de divers produits (*abgaenge*), contenant 12 quintaux 35 liv. de plomb.
En tout 436 quintaux et demi de plomb, dont 333 de la première fonte.	En tout 465 quintaux et demi de plomb d'œuvre, dont 424 de la première opération.
CONSOMMATIONS.	
3326 pieds cubes et demi de charbon de bois.	612 pieds cubes de coke.
96 quintaux de fonte de fer.	99 quintaux de fer.
360 heures de temps.	264 heures.

La chaleur plus forte qui est produite par le coke occasionne une descente plus rapide des charges, et en même temps une fluidité plus parfaite du laitier, d'où résulte une séparation bien plus prompte et plus complète du plomb métallique : aussi la quantité de métal obtenue immédiatement est-elle plus considérable, tandis que celle des mattes est moindre dans la même proportion. Lorsque la matte ferrugineuse retient encore une quantité notable de plomb, c'est une preuve que l'opération n'a pas très-

bien réussi. Depuis que la fonte au coke est pratiquée dans des fourneaux convenables, la matte est si pauvre qu'elle ne pourrait être fondue seule avec avantage; mais on l'ajoute dans la fonte des schlichs, qui contiennent bien moins de plomb que le minerai trié. La richesse de ces masses est, terme moyen, de 2 pour 100 de plomb.

Essais avec la houille non carbonisée.

On a fait aussi des essais pour reconnaître si l'emploi de la houille dans son état naturel serait avantageux dans les fourneaux où l'on fond le minerai : 1680 quintaux de celui-ci ont été fondus avec la houille et pareille quantité avec le coke.

Pour 100 quintaux, on a obtenu :

Par le moyen de la houille, 56 quintaux de plomb d'œuvre et 15 quintaux de mattes contenant 28 liv. de plomb au quintal, la consommation fut de 63,14 pieds cubes de houille, 15 quintaux de fer et 12 de scories de forge,

Par le coke, on obtint 38 quintaux de plomb et 15 $\frac{1}{2}$ de mattes à 28 liv. de métal. La consommation fut de 74,6 pieds cubes de coke, 15 quintaux de fer fondu et 12 quintaux de scories de forge.

Le produit en plomb étant plus considérable dans la fonte avec le coke, on s'en est tenu à ce dernier procédé.

Essais relatifs à la hauteur du fourneau.

Nous avons vu que les premiers fourneaux que l'on employa avaient une hauteur de 20 pieds; on a cherché à reconnaître par expérience, et en employant le coke, quelle était l'élévation la plus convenable pour fondre les minerais de triage qui sont les plus riches.

On a reconnu que les hauts-fourneaux, comparés aux fourneaux à manche, donnaient moins de plomb, plus de mattes, et autres produits (*abgaenge*) qu'il faut traiter de nouveau ; enfin, qu'ils consommaient en outre plus de combustible : en conséquence, le fourneau dont on se sert pour le minerai trié est élevé seulement de 4 ½ pieds ; c'est la hauteur qu'on a trouvée la plus avantageuse. Quant aux minerais de lavage (*schliche*), qui ne contiennent que de 30 à 40 pour 100 de plomb, on les fond dans un haut-fourneau qui a les mêmes dimensions en largeur et profondeur que le fourneau à manche, et quelquefois 20 pieds d'élévation ; mais la hauteur la plus avantageuse, dans ce cas, est celle de 12 pieds au-dessus de la tuyère.

Le procédé de fonte actuellement en usage pour les minerais triés consiste à les fondre au coke et avec addition de 12 à 14 pour 100 de fer en grenailles, de 12 de scories de forge, et 36 de scories pures provenant d'une fonte précédente.

Le fourneau a 4 ½ pieds de hauteur, 18 pouces de largeur et 3 pieds de profondeur. Le produit total en plomb est de 69,8 à 70 pour 100 du minerai le plus pur. Pour fondre 100 quintaux, on consomme de 48 à 50 pieds cubes de coke et l'on emploie de seize à dix-sept heures de temps.

Le succès de ce traitement dépend d'une fonte exécutée rapidement dans un fourneau bien échauffé.

Essai du minerai de fer pour remplacer la grenaille de fonte.

Un autre essai non moins intéressant a été tenté ; son objet était de remplacer le fer ajouté dans les fourneaux pour décomposer le sulfure de plomb par un minerai de fer très-facile à réduire. On n'a point obtenu de succès par ce procédé, et l'on s'est convaincu que la quantité de fer métallique nécessaire à la décomposition du sulfure ne pouvait être séparée du minerai, sans qu'il en résultât une perte considérable relativement au plomb que l'on pouvait espérer d'obtenir par d'autres moyens.

Revivification des litharges avec la houille.

Le procédé que l'on suit à Friedrickshutte pour revivifier les litharges est assez particulier, et sur-tout si avantageux, qu'il mérite d'être connu dans le plus grand détail (1).

La litharge qui provient de l'affinage du plomb d'œuvre est triée à la main et séparée en deux sortes : la litharge marchande, que l'on vend sous cette forme, et la litharge qui doit être revivifiée pour donner le plomb marchand. On trouve de l'avantage à ne pas passer au fourneau celle qui est en poussière, mais seulement la litharge en morceaux ; on en obtient d'un demi à trois quarts pour cent de plus en plomb, peut-être par la raison que le vent des soufflets occasionne toujours un peu de perte sur les matières pulvérulentes.

La fonte des litharges s'opère dans un fourneau à manche qui a 5 pieds de hauteur, 1 $\frac{1}{2}$

(1) L'indication qui se trouve dans le *Journal des mines*, tome 17, n'a pas paru devoir dispenser de faire connaître la description de l'opération telle qu'elle est donnée par M. Karsten.

pied de largeur et 3 pieds de profondeur ; on y emploie la houille dans son état naturel et non carbonisée : c'est sur-tout à la rapidité du travail qu'il faut attribuer l'avantage de ce procédé. On n'ajoute aucune matière à la litharge, si ce n'est de temps en temps, et sur-tout au commencement ; pour mettre le fourneau en train, on charge 2 basches de scories de la fonte en plomb. Le fondage est conduit avec une tuyère claire (brillante) et la flamme sortant constamment par le gueulard : la charge de houille est faite en avant, et elle descend contre la paroi antérieure ; la litharge est chargée autant que possible en arrière. Le fondeur doit donner une grande attention à la tuyère et l'enduire d'argile de temps en temps ; les crasses ou scories sont enlevées de dessus le bassin lorsqu'elles sont suffisamment refroidies, et l'on en rejette une partie dans le fourneau lorsqu'on le juge utile.

100 quintaux de litharge sont fondus dans un espace de temps de huit heures au plus, et la quantité de houille consommée est de 40 à 42 pi. cub. : on obtient immédiatement 88,5 et jusqu'à 90 pour 100 de plomb, et de 13 à 16 centièmes de scories ou crasses; ces dernières sont refondues au demi-haut-fourneau, à l'aide du coke et avec addition de 10 à 12 pour cent de scories de forge, 2 centièmes de fer et 5 de pierre calcaire; 100 quintaux de ces crasses de litharge sont fondus en 26 ou 28 heures de temps ; on consomme de 75 à 80 pieds cubes de coke, et le produit est de 20 à 21 quintaux de plomb (1).

(1) Dans une note du même recueil (tom. 6, p. 109),

Dans la fonderie de Friedrichshutte, et par une moyenne de plusieurs années, 100 quintaux de litharge donnent par la revivification 88,97 pour 100 de plomb marchand, et ensuite 3,1934 par la fonte des crasses, ce qui fait en tout 92,1734 de plomb; mais la véritable teneur de la litharge étant seulement de 92,86, la quantité de métal perdue est tout-à-fait insignifiante, puisqu'elle ne s'élève qu'à 0,6866, c'est-à-dire seulement à $\frac{2}{3}$ pour 100, résultat dont peu d'usines peuvent offrir un exemple, et qui est dû à l'emploi de la houille brute.

Traitement des minerais de plomb sulfuré, au fourneau à réverbère.

Les procédés suivis pour traiter la galène au fourneau à réverbère, soit en Allemagne, soit en Suisse, dans le pays des Grisons, sont en général analogues à ceux qui sont pratiqués en France, à Poullaouen et à Pezey; ils en diffèrent seulement en ce que les charges ou quantités de minerais sur lesquelles on opère à-la-fois sont beaucoup moindres, et que la sole du fourneau a une forte

---

on trouve que 100 livres (de Berlin 46 kil., 85) de litharge exigent, pour être revivifiés, 4,36 minutes, et produisent 92,17 de plomb: savoir, 88,98 immédiatement, et 3,19 par le traitement des scories ou crasses provenant de la première opération.

A Pezey, la même quantité de litharge, traitée au fourneau écossais, exigeait 22 minutes et demie, et l'on obtenait 90,79, dont 2,39 par la fonte des crasses.

Enfin, à Poullaouen, et par le fourneau à réverbère, il fallait employer 9,06 minutes.

inclinaison de l'arrière à l'avant, de manière que le plomb qui se sépare des matières que l'on traite ne se réunit point dans un bassin intérieur, d'où on le retire de temps en temps en faisant une percée; mais il coule continuellement et se rend dans une *bassine* extérieure qui est placée près de l'ouverture antérieure du fourneau.

II. *Procédé pratiqué en Carinthie.*

Quoique ce mode de traitement ait un avantage extrêmement grand sur la méthode plus ordinaire de fondre le minerai au fourneau à manche, après l'avoir grillé, ce qui produit des mattes qu'il faut griller et fondre de nouveau, il ne s'est cependant pas beaucoup étendu en Allemagne; cela tient en partie à ce que son succès suppose que l'on opère sur des minerais bien purs, c'est-à-dire sur de la galène débarrassée de presque toute gangue terreuse, ce qui ne se rencontre que bien rarement dans les mines d'Allemagne; et en partie aussi à la différence des fourneaux et des manipulations auxquelles les ouvriers sont accoutumés, qui se rapportent presque toutes au fourneau à manche. Le procédé de Carinthie n'a été introduit que dans le pays de Nassau et dans un très-petit nombre d'autres contrées.

Le fourneau employé en Carinthie a été décrit et figuré dans plusieurs ouvrages, et notamment dans la *Richesse minérale* (1), t. 3,

(1) Il est chauffé avec du bois et remarquable en ce que la chauffe est placée parallèlement à la longueur du fourneau.

Pl. 54, *fig.* 15 et 17. On distingue au Bleyberg deux sortes de minerais, celui dit *kernschlich*, qui est en sable, et le *schlamschlich*, qui provient du bocardage et du lavage sur les tables.

Chaque charge du fourneau est de 320 livres poids de Vienne (0kilogr.,5592), composé de 220 de la première espèce et de 100 livres de schlamschlich; ce mélange est introduit dans le fourneau par la porte et à l'aide de pelles.

Quant à la préparation de la sole, il faut remarquer qu'elle est d'autant plus durable qu'on la bat plus fortement; elle est formée d'un mélange d'argile nouvelle et d'argile qui a déjà servi, mais qui a été bien triée; cette sole doit pouvoir se ramollir par un coup de feu violent, mais non pas se fondre. Lorsqu'elle a été battue au point convenable, on la chauffe pendant plusieurs jours, et à la fin on pousse le feu autant que possible, afin de voir si elle le soutient bien et aussi pour unir sa surface, et en faire disparaître les inégalités pendant qu'elle est ramollie.

Avant d'introduire la charge dans le fourneau qui se trouve fortement échauffé par l'effet de la fonte précédente, on le laisse refroidir jusqu'au point où il est revenu au rouge cerise, afin que le schlich que l'on dépose sur la sole ne s'y agglomère point; mais la fraîcheur et l'humidité de cette matière abaissent promptement la température intérieure, de manière qu'il devient incessamment utile de mettre du bois dans la chauffe pour ramener la chaleur rouge cerise.

Le schlich demeure exposé en repos à cette température pendant quelque temps, et il est ensuite remué et retourné toutes les demi-heures. Le succès de ce grillage dépend de l'uniformité

et de la lenteur des progrès d'un feu gradué, de manière que jamais le schlich ne s'attache aux outils ni ne forme d'agglomérats ; il doit présenter constamment l'apparence d'un sable peu cohérent. Il ne convient pas de brasser continuellement, parce que l'on ralentirait trop l'opération du grillage : quelquefois, au bout d'une heure et demie, le plomb commence à se montrer ; mais cela n'arrive que lorsque la chaleur est trop forte, et il est à craindre que, par un léger accroissement de température qui pourrait avoir lieu, la matière ne se prenne en formant une croûte dure et compacte. Lorsqu'il est à craindre que cela arrive, on jette sur la sole des morceaux et des copeaux de bois mouillés qui refroidissent promptement le fourneau.

La durée du grillage est de 6 ou 7 heures, pendant lesquelles la chaleur doit être uniforme, ou du moins s'accroître lentement : l'écoulement du plomb, c'est-à-dire sa séparation par gouttes, a lieu vers la troisième heure, et continue ensuite sans interruption ; elle s'opère sur-tout lorsqu'on rassemble le minerai en tas : mais on l'étend de nouveau quand on voit l'écoulement s'arrêter, et on le laisse en repos jusqu'à ce qu'on juge convenable de le brasser de nouveau.

On nomme plomb vierge celui qui se sépare pendant le grillage, et celui que l'on recueille par la suite prend le nom de *heerdblei*.

Enfin lorsque, par une chaleur forte et soutenue, il ne se dégage plus de vapeurs sulfureuses ni aucune odeur, et qu'en outre on n'obtient plus de plomb en brassant ou retournant la ma-

tière, on regarde la première partie de l'opération comme terminée; ce qui arrive, ainsi que nous l'avons dit, au bout de 6 ou 7 heures.

C'est alors que l'on a recours à des agens de réduction en même temps que l'on augmente la température du fourneau : on prend dans la chauffe des charbons embrasés, qui proviennent du bois qu'on y a mis; on les place sur la sole et on remplit de bois la chauffe. Le schlich est porté vers le fond du fourneau, on le recouvre avec le charbon ardent et l'on donne une forte chaleur : après une demi-heure de repos, on recommence le brassage et l'on continue pendant tout le temps que l'on voit se montrer des gouttes de plomb à la suite de cette manipulation; quand l'écoulement a cessé, on rassemble les matières, on les recouvre de charbons ardens et l'on chauffe encore plus fortement que la première fois; ensuite on recommence à retourner les matières. Ce travail se nomme *pressen*, et il a lieu par une température toujours croissante, qui, à la fin, atteint le rouge blanc : elle dure 3 ou 4 heures.

Dans la vue d'épargner le temps et le combustible, et par la raison qu'après chaque ressuage (*pressen*) on est obligé de laisser refroidir le fourneau pendant une heure ou même une heure et demie avant d'y charger de nouveau minerai, on a imaginé de retirer la matière grillée du fourneau. Immédiatement après que le grillage est terminé, on introduit alors, et sans danger d'agglomération, une nouvelle charge de schlich, et lorsque celui-ci est suffisamment grillé, et qu'on est arrivé au point de passer à la se-

conde opération, on remet dans le fourneau ce qu'on en avait sorti précédemment, et l'on fait subir à ces deux quantités de minerai grillé le ressuage dont nous avons parlé.

Le plomb qui coule dans cette dernière opération, et qui est recueilli dans la bassine extérieure, est rejeté sur la sole, refondu, et recueilli de nouveau plus pur qu'auparavant.

Le résidu de la dernière opération n'est point refondu, sans doute à défaut de fourneau à manche dans les usines de Carinthie ; cela serait cependant convenable, puisqu'il s'y trouve du plomb vitrifié avec des matières terreuses ; on passe ces résidus sous les pilons d'un bocard ou bien sous des meules, et ils sont convertis en poussière qu'on appelle *schlich de crasses*, et que l'on traite seules au fourneau à réverbère, mais sans grillage préliminaire ; elles sont soumises immédiatement à la partie du traitement que nous avons appelée *ressuage* (*pressensarbeit*). Le plomb qui en provient prend le nom de *plomb de crasses*.

Dans une semaine, on passe ordinairement seize charges de minerai : de sorte que chacune d'elles exige 10 ou 11 heures, y compris le temps nécessaire pour faire refroidir le fourneau. Pour soixante-quatre charges on consomme en bois de sapin 11 klafter, de chacun 144 pieds cubes de Vienne.

Ainsi 100 liv. de Vienne exigent pour leur traitement complet dans les fourneaux de la Carinthie 3 heures un quart, et consomment en bois 7,74 pieds cubes de Vienne.

La perte en plomb est évaluée à 4 pour 100,

comparativement aux résultats d'essais faits avec le flux noir; ce qui laisse une grande incertitude.

La quantité de plomb obtenue chaque semaine varie entre 3,200 et 3,400 liv. : d'où il suit que le résultat moyen d'un mélange de 22 de minerai dit *kernschlich* avec 10 de l'autre espèce, est de 63 à 67 pour 100 en plomb. D'après ce qu'on m'a rapporté, on retire de la première espèce environ 75 pour 100 de plomb, et de l'autre seulement de 50 à 65 ; mais comme on doit regarder le kernschlich comme de la galène presque pure, contenant environ 85 $\frac{2}{5}$ de plomb, il faut en conclure que lors même que l'on retire 75 pour 100, ce qui est un résultat rare dans les usines, il y a encore une perte en plomb, qui est au moins de 10 pour 100 ; cela ne surprendra point si l'on fait attention à la vaporisation qui a lieu sur la galène et sur le plomb, et à l'imperfection du procédé à l'aide duquel on traite les résidus.

Le déchet sur le plomb contenu dans les minerais est d'autant plus grand que ceux-ci contiennent moins de métal : cela est dû sans doute à ce que les molécules de plomb qui se séparent de la masse rencontrent plus d'obstacles pour se réunir, et que, demeurant ainsi arrêtées plus long-temps en parties très-ténues, elles éprouvent plus aisément les effets de l'air pour les oxider et en déterminer la vaporisation ; la matière terreuse, plus abondante, absorbe et vitrifie une plus grande quantité d'oxide de plomb, et ce métal ne peut être retiré ensuite des scories ou résidus sans éprouver une perte considérable.

J'ai déjà eu occasion (dans mes *Voyages métallurgiques*, § 233) de dire comment les résidus sont augmentés à mesure que le schlich est plus pauvre, et je renvoie à cet ouvrage.

III. *Procédé pratiqué en Suisse.*

La mine de *Hoffnungsbau*, dans les Grisons, fournit une galène argentifère mêlée de blende, mais dont on obtient, à l'aide des préparations mécaniques convenables, un schlich très-pur, qui est ensuite fondu au fourneau à réverbère. Celui que l'on emploie diffère du fourneau de Carinthie, en ce qu'il est encore plus petit, de manière que la charge de minerai n'est que de 150 livres environ ; en outre, l'inclinaison de la sole est encore plus grande que dans les fourneaux du Bleyberg (en Carinthie), et elle est concave au milieu, afin que le plomb qui coule se rende plus facilement vers la porte et dans le bassin extérieur. La flamme ne se dirige point suivant la largeur du fourneau, comme dans ceux-ci, mais bien suivant la longueur, comme dans ceux de Poullaouen et de Pezey.

On en voit la forme et les proportions dans les *fig.* 1 et 2, Pl. IV.

On prépare la sole comme au Bleyberg. Sur le massif de l'ancienne sole, on en établit une nouvelle, formée d'un mélange de quatre parties d'argile grasse, pulvérisée et tamisée avec une partie de brique pilée. On doit la chauffer avec précaution jusqu'à ce qu'elle ait atteint le rouge

blanc; on la racle pour la rendre bien égale ; les fentes ou crevasses qui se sont formées par l'effet de la chaleur sont de nouveau bouchées avec de l'argile délayée dans de l'eau. Une sole neuve retient toujours beaucoup de plomb, et c'est pour cela que l'on ne doit pas juger du produit réel d'un schlich par les premières fontes faites sur une sole nouvellement préparée.

Plus les minerais sont purs et mieux l'opération s'exécute; la grosseur des particules n'est pas indifférente. Les schlichs provenant des schlamms, et qui sont en poussière extrêmement fine, forment une masse trop compacte sur la sole, et c'est à peine si l'on peut les traiter avec succès ; de trop gros morceaux rendent presque insensible l'effet de l'air et de la chaleur, et donnent lieu à la formation de mattes.

L'état le plus avantageux est celui des minerais, dont les parties sont de la grosseur d'un grain de millet, et il convient de réduire à une grosseur analogue le minerai de triage.

La charge se compose de 150 liv. environ, qui demeurent pendant six heures dans le fourneau; on ne connaît pas la richesse réelle des minerais, et il est impossible, par cette raison, d'assigner le rapport du produit en métal contenu.

Lorsque le fourneau est encore échauffé au rouge cerise par suite de l'opération précédente, on introduit le minerai par la porte; il est étendu et demeure exposé à l'action de la chaleur et du courant d'air de la chauffe pendant deux heures et demi environ, époque à laquelle on commence à apercevoir les premières gouttes de plomb: alors on rassemble le minerai en remuant les

matières, de manière à mêler celles qui se trouvaient placées vers la chauffe avec celles qui étaient placées sur le devant : cela fait, on laisse le tout en repos pendant quelque temps ; et l'on voit se séparer de grosses gouttes de plomb, qui coulent sur la sole jusque dans la bassine destinée à les recevoir. Quand l'écoulement devient lent et les gouttes fort rares, on disperse la matière et on la laisse quelque temps en repos ; on recommence ensuite à brasser, et ainsi jusqu'à ce qu'on ne puisse plus obtenir de plomb. Il faut entretenir une chaleur telle que le minerai conserve un état pâteux, mais cependant pas trop de mollesse, parce que dans cette manière d'être on ne peut le remuer, ni le mêler convenablement; d'ailleurs la matière s'attache aux outils, et c'est toujours une preuve que la chaleur est trop forte. On augmente la température vers la fin de l'opération, afin d'obtenir le reste du plomb, mais avec précaution, pour ne pas fondre et former une scorie.

C'est après cinq heures écoulées depuis le commencement, que les matières éprouvent un grand ramollissement ; le grillage est à-peu-près terminé et le brassement ne produit plus guère de plomb : c'est alors qu'il convient d'ajouter un peu de charbon en poussière, mais pas en trop grande quantité. On brasse encore, et l'on recouvre de charbon ; le plomb commence de nouveau à couler, et après cela la masse redevient sèche.

On recommence à remuer et à entasser la matière, en ajoutant encore de la poussière de charbon et augmentant la température du four-

neau. Ce travail est le même que celui pratiqué dans les fourneaux de Carinthie sous l'indication d'*arbeit des pressens*. Lorsque le grillage a été conduit avec soin, on a obtenu la plus grande partie du plomb, et cette dernière opération n'en produit pas beaucoup.

Lorsqu'on ne peut plus retirer de plomb, on sort du fourneau les crasses ou résidus; on nettoie et l'on répare la sole, ensuite on attend que l'appareil soit refroidi au degré convenable pour y introduire une nouvelle charge.

On a fait, à la fonderie de Friedrichshutte (en Prusse) des fontes comparatives dans ce fourneau suisse et dans le fourneau à manche en ajoutant du fer : 400 quintaux de galène de Tarnowitz ont été employés dans chaque expérience. Le combustible qui a servi à chauffer le fourneau à réverbère était la houille; les résidus de l'opération ont été traités au fourneau à manche avec addition de 9 pour 100 de fer, 16 de scories de forge et 40 de scories provenant de la fonte du plomb. Chaque charge était de 165 livres de Berlin de minerai, qui demeurait en opération pendant 6 heures, de manière que le traitement de 100 liv. exigeait 3 heures deux tiers. Voici les résultats obtenus pour 100 quintaux de galène fondus dans l'un et l'autre appareil.

100 quintaux [de Silésie (1)] de minerais traités :	ONT DONNÉ :		ONT CONSOMMÉ :				LES DÉPENSES SONT POUR						
	Plomb d'œuvre.	Résidus.	Houille.	Coke.	Fer.	Scories de forge.	la houille.	le coke.	le charbon de bois.	la fonte de fer et les scories de forge.	les outils.	salaires des ouvriers.	TOTAL des DÉPENSES.
I. *Au fourneau à reverbère.*													
a. Travail au fourneau à réverbère.	qx. 53 1/4	qx. 25 1/2	st. 8 149 ou 81 hect.,9	st. . . .	qx. . . .	qx. . . .	fr. c. 81 30	fr. c. . . .	fr. c. 0 93	fr. c.	fr. c. 9 07	fr. c. 70 50	fr. c. 161 86
b. Traitement des résidus de l'opération précédente.	13 5/8	. . .	. . . .	1 70	2 1/2	4	. . .	10 93	. . .	12 80	0 23	5 30	29 14
TOTAL .	66 7/8	. . .	. . . .	. . .	2 1/2	4	81 30	10 93	0 93	12 80	9 30	75 80	191 00
II. *Au fourneau à manche.*													
a. Fonte du minerai. .	66 3/4	55 (2)	. . . .	2 023 ou 20 h., 23	13	14	. . .	16 28	. . .	100 27	0 31	13 96	130 82
b. Fonte des résidus de l'opération.	1 1/2	. . .	. . . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . . .	. . .	. . .	(3) 16 93
TOTAL. . .	68 1/4	. . .	. . . .	. . .	. . .	. . .	. . .	16 28	. . .	100 27	0 31	13 96	147 75

(1) Le quintal en usage en Silésie est égal à 53 1/2 kil.gra. On le divise en 132 liv.
(2) Ces résidus consistent en 22 ou 24 pour 100 de mattes, et en outre 30 pour 100 de scories.
(3) Les frais de la fonte des résidus ont été calculés d'après des résultats généraux.

L'examen de ce tableau fait connaître les avantages de chacun des procédés; cependant on peut objecter que les résultats obtenus au fourneau à réverbère auraient pu être différens et plus favorables à ce dernier, s'il n'était pas demeuré autant de plomb dans les résidus ; ce qui a tenu sans doute au défaut d'expérience des ouvriers. Il suit de là que ces résultats ne suffisent pas pour établir d'une manière rigoureuse la supériorité d'un procédé sur l'autre; mais on y verra les rapports des consommations de combustible et des frais de fonte, quoique la quantité de combustible employée eût été moindre sans doute si le fourneau à réverbère eût été maintenu continuellement en feu. En prenant une moyenne, on reconnaît que pour 100 quintaux de schlich les frais de fonte sont plus élevés d'un cinquième dans le procédé suisse, et que le produit en plomb est moindre d'un quintal trois quarts comparativement au traitement par le fer et à l'aide du coke.

Les fourneaux à réverbère de petite dimension sont désavantageux sous le rapport des frais de main-d'œuvre et de combustible consommé, et l'on peut croire, d'après les résultats obtenus à Pezey et au Bleyberg en Carinthie, qu'il convient d'employer des fourneaux plus grands que celui essayé. Enfin, si l'on compare le temps nécessaire pour fondre une même quantité de schlich dans des fourneaux de diverses grandeurs, on voit que 100 liv. de Berlin exigent 3 heures deux tiers par le procédé suisse, 3 heures un quart dans les fourneaux du Bleyberg, et dans celui de Pezey seulement une demi-heure; mais il y a une plus grande consommation de combustible.

dans le même temps et pour ces derniers. Une dépense très-notable du procédé de Friedrichshutte résulte de l'emploi du fer.

Sur la préparation que l'on fait subir à la fonte dans les hauts-fourneaux de l'Eiffel.

(Extrait des *Archives métallurgiques de* M. Karsten, tom. 7, pag. 9 et 30.)

La notice par laquelle M. de Bonnard, inspecteur divisionnaire des mines de France, a fait connaître le procédé remarquable, suivi dans l'Eiffel, pour faire éprouver à la fonte encore renfermée dans le creuset du haut-fourneau qui l'a produite un commencement d'affinage et la disposer à se convertir en fer forgé, nous dispense de reproduire ici la description qu'en donne, dans le journal allemand, M. Fulda, conseiller des mines de Prusse : il nous suffira de rappeler que les minerais fondus dans des fourneaux de $5^{m},90$ (19 pieds) de hauteur sont en général ocreux et argileux, provenant de terrains calcaires, et si faciles à traiter, qu'ils ne subissent point de grillage préliminaire, et n'exigent aucune espèce de fondant ; on se contente de les mêler entre eux, et souvent on ajoute une certaine proportion d'un minerai sablonneux, réfractaire, dans la vue de diminuer la fusibilité du mélange des autres. La marche des hauts-fourneaux est remarquable par la facilité et l'uniformité de l'opération. La fonte obtenue est

grise dans le commencement du fondage, et ensuite truitée; car on évite la fonte blanche (*grell*), qui donne du fer de mauvaise qualité.

L'opération particulière que l'on pratique dans les hauts-fourneaux dont il s'agit (et que les ouvriers appellent *distilliren*), a pour but d'opérer un commencement d'affinage et de brûler une partie du charbon combiné : elle consiste à diriger le vent des soufflets sur le bain de fonte qu'on a laissé amasser dans le creuset jusqu'à ce que la superficie se trouve seulement à 2 pouces au-dessous de la tuyère : pour cela, le maître-fondeur, à l'aide de l'outil appelé *formstecher*, et qui lui sert ordinairement à nettoyer la tuyère, forme immédiatement au-dessus de celle-ci un *nez* artificiel avec de l'argile, ou bien en faisant refroidir des scories encore molles dans le fourneau : il lui donne environ 2 pouces de longueur, et en même temps qu'il dirige ainsi l'air sur la surface de la fonte, il la débarrasse des scories et laitiers qui peuvent s'y trouver; il repousse ces scories vers la tympe, afin d'y former un barrage, qui la ferme et empêche l'air de s'échapper par cette ouverture. Pendant cette opération, qui dure d'une à quatre heures, la fusion des matières est suspendue, mais non pas tout-à-fait interrompue ; la flamme du gueulard ne change pas de couleur, quoiqu'elle diminue beaucoup d'intensité. L'effet du fourneau dans cet état, comparé à celui qu'il produit à l'ordinaire, est comme 3 : 5. Les scories qui se forment dans le creuset pendant l'opération (*lœutern*) sont poreuses, légères, de couleur sombre, et les dernières paraissent n'être que de l'oxide de fer : elles seraient même tout-à-fait semblables

aux scories d'affinage (à celles désignées par le nom de *roh shlacke*), si le mélange des laitiers produits par la fonte, et malgré qu'on en retire une partie, n'en changeait l'apparence. On reconnaît que l'opération est terminée lorsque la couleur de la fonte, qui était rouge sombre, devient claire et qu'elle lance une multitude de petites étincelles.

On fait couler le métal ainsi préparé (*weisseisen*) sur un sol disposé à cet effet et composé d'un mélange de scories pilées et de sable humecté avant d'être battu; le sable seul n'est pas propre à recevoir cette fonte, il la fait sauter. Ce métal lance des étincelles blanches ou d'un bleu clair; refroidi, il est d'un blanc d'argent, à cassure plane, très-poreux, tandis que la fonte qui n'a pas été soumise à cette opération, sur-tout celle qu'on obtient au commencement du fondage, est grise, à gros grains et mêlée de graphite. La fonte affinée est à-peu-près à l'état de celle qui passe au *puddling furnace* dans le procédé anglais. On remet aisément le fourneau en train après la coulée, et en donnant le vent peu-à-peu jusqu'à son terme ordinaire.

On obtient par semaine, terme moyen, 1500 liv. de fonte affinée; 100 liv. de fonte préparée exigent 5 pieds cubes de minerai et 15 $\frac{1}{8}$ pieds cub. de charbon de bois : de sorte que 100 pieds cubes de minerai produisent 2000 liv. de fonte affinée; en poids, le produit est de 20 à 30 pour cent.

Le procédé d'affinage est analogue à celui dit *Wallon*. Il y a un foyer pour former la loupe et un autre pour l'étirer : on fait fondre la gueuse

peu-à-peu au vent de la tuyère, et si la fusion a lieu goutte à goutte, et de manière que l'air ait entouré ces gouttes au moment où elles tombaient dans le foyer, l'affinage est presque complet; on ajoute des scories, parce que la fonte préparée n'en donne presque point; l'opération est très-facile et très-promptement terminée. On fait fondre autant de métal qu'il en faut pour former une loupe de 60 à 70 liv.; l'affinage dure trois quarts d'heure : de sorte que pour faire 32 loupes en vingt-quatre heures, il ne faut que 14 ou 15 heures pour les forger. Lorsqu'on travaille sans interruption, comme c'est l'ordinaire, on consomme, pour chaque loupe, 3 $\frac{1}{4}$ pieds cubes de charbon.

La quantité de fer fabriquée, par semaine, par un marteau est de 12000 liv.; la quantité de charbon consommée pour obtenir 100 liv. de fer en barres est d'environ 11,04 pieds cubes. Le déchet, en supposant qu'on ne fasse pas de petit fer, est de 25 pour 100.

On estime que pour obtenir
100 liv. de fonte affinée dans le fourneau (*weisseisen*), on consomme 15 $\frac{1}{8}$ pieds cubes de charbon, et, eu égard au déchet, on trouve que la consommation du charbon s'élève à 31,20 pieds cubes pour 100 liv. de fer, quantité qui est certainement moindre que dans la plupart des autres procédés connus.

D'après ce que nous avons exposé sur le procédé employé dans les forges de l'Eiffel, il convient de présenter quelques observations sur les avantages et les inconvéniens qui résultent de la préparation de la fonte de fer pour sa conver-

sion en fer doux, préparation qui s'exécute dans le haut-fourneau même où elle est produite ; il est utile d'examiner si les avantages que l'on aperçoit d'abord ne sont pas payés trop chèrement par les inconvéniens inévitablement attachés à une opération qui trouble toujours beaucoup la marche des hauts-fourneaux. Pour obtenir des éclaircissemens à cet égard, il suffira d'exposer les uns et les autres avec ordre et clarté (1).

Ce n'est pas seulement la théorie qui conduit à désapprouver en général un procédé qui rend intermittent la production de la fonte dans un haut-fourneau, il résulte de cette circonstance des inconvéniens dont voici les principaux :

1°. Une diminution notable dans le produit en fonte relativement au temps employé, de sorte que, rapporté à la quantité de fonte obtenue, il y a un grand accroissement dans les frais de toute espèce ;

2°. La marche irrégulière du fourneau, en raison du refroidissement périodique de l'ouvrage, produit une fusion moins parfaite des matières ; ce qui occasionne une perte notable sur le métal, et en outre la fonte obtenue est moins pure ou moins bonne ;

Enfin, 3°. Les pertubations qui ont lieu dans la marche du fourneau, et que l'on observe quelquefois dans les autres fourneaux où l'on traite des minerais de moins bonne qualité, et sur-tout

(1) Les réflexions qui suivent sont de M. Karsten, rédacteur des *Archives métallurgiques*.

moins fusibles que ceux dont il s'agit, et qui sont dues tantôt à l'humidité des minerais, à la mauvaise qualité du charbon, ou bien à la négligence des fondeurs, ont pour résultat de diminuer le produit qui aurait lieu si la fonte avait lieu sans interruption, et par suite d'augmenter la consommation du charbon. Ces inconvéniens sont balancés par les avantages suivans : 1°. il y a dans l'affinage de la fonte, préparée comme nous l'avons dit et convertie en *weisseisen*, une grande économie de charbon, et, en un mot, de tout celui nécessaire pour purifier la fonte et former la loupe ; 2°. une plus grande rapidité dans l'affinage, et par suite une plus grande quantité de fer fabriquée, dans le même temps, par chaque feu d'affinerie : d'où résulte une diminution sur les frais généraux ; 3°. un moindre déchet dans la fabrication du fer forgé.

Il ne faut pas oublier que les minerais employés dans la vallée dite *Schleidner Thale*, et sur le produit desquels on pratique usuellement le procédé d'affinage de la fonte avant sa sortie du fourneau (*laeuterungs arbeit*), sont de la meilleure qualité et très-faciles à fondre. Ma conviction est que dans le cas où ces conditions sont remplies, il n'est pas douteux que les inconvéniens indiqués ne soient plus que compensés par les avantages du procédé dont il s'agit.

Ainsi la question de l'utilité de cette préparation de la fonte dans l'intérieur du fourneau qui la produit, ne peut être résolue que dans chaque cas particulier et suivant les circonstances.

A cette occasion, je crois pouvoir exprimer ma manière de voir, qui est que, pour des mine-

rais faciles à fondre, de bonne qualité, disposés à donner promptement du fer doux, et dans les fourneaux peu élevés, qui sont ordinairement employés à les fondre, il y a peu à craindre que les interruptions dans la fonte n'amènent des embarras intérieurs qu'on ne puisse dissiper aisément : dans ce cas, on peut pratiquer l'affinage de la fonte dans l'intérieur du creuset (*laeutern*), ce qui la disposera à donner aisément du fer forgé : cette opération ne sera pas exempte de tout inconvénient ; mais l'économie de temps et de combustible qui aura lieu ensuite dans la formation des barres la rendront avantageuse.

La considération des avantages que procure l'espèce d'affinage pratiquée sur la fonte dans l'Eiffel m'a conduit à proposer la question suivante : Ne pourrait-on pas faire subir à la fonte destinée à produire du fer en barres par le procédé ordinaire d'affinage une préparation convenable dans un fourneau à réverbère, et y aurait-il de l'avantage, sous le rapport économique, à opérer une semblable préparation ?

Il est bien évident que relativement à l'affinage de la fonte, qui consiste principalement à en séparer le charbon combiné, une opération préparatoire qui commence cette décomposition ne peut qu'être avantageuse en facilitant l'affinage définitif, et sur-tout lorsque cette préparation a lieu sans qu'il en résulte une nouvelle combinaison entre le fer et le charbon. On opérerait une semblable préparation, et la conversion de la fonte grise en fonte blanche, en traitant la première dans un fourneau à réverbère avec des matières oxidantes (des scories.) Après

cela, l'affineur n'aurait plus qu'à former des barres avec le fer dépouillé de charbon et déjà disposé à se souder. Il résulterait d'abord de cette division de l'affinage en deux opérations séparées que l'on obtiendrait une matière (*weisseisen*) beaucoup plus homogène pour former les barres; ce qui serait déjà un grand avantage. Il faut remarquer en outre que, dans le procédé d'affinage ordinaire, où la fonte est tenue au milieu du charbon après qu'on l'a fait fondre une première fois, elle se combine de nouveau avec ce combustible plus ou moins, suivant la manière dont l'opération est conduite, mais sans qu'on puisse l'empêcher entièrement. Cette circonstance rend donc l'affinage plus long et plus difficile, et le meilleur affineur n'est jamais bien assuré d'obtenir toujours le même résultat, et il ne peut trouver le motif de la différence des produits.

C'est une imperfection très-grande de ce procédé qui donne lieu à une perte notable de temps, de combustible et même de fer, parce qu'il se brûle toujours un peu de celui qui se trouve affiné; il me paraît indubitable, par toutes ces considérations, que ce serait perfectionner la méthode d'affinage de la fonte que de lui faire subir une préparation qui en séparerait la plus grande partie du charbon combiné; mais il faut encore considérer les frais de cette préparation, et dans les localités où l'on peut se procurer de la houille à un prix modéré pour chauffer le fourneau à réverbère, ces frais seront peu considérables. En supposant toutefois qu'il ne se présente aucun obstacle pour atteindre ce but par

la fonte dans cet appareil, ils seront encore moindres si l'on peut disposer d'un fourneau à réverbère déjà établi pour d'autres usages.

On pourra faire des charges de 1200 à 1250 livres à-la-fois, et continuer le travail sans interruption, de manière que l'on préparera au moins 12,500 liv. de fonte par jour ; on fera trois coulées et l'on brassera deux fois dans chaque opération : de sorte que 1000 liv. de fer préparé (*weisseisen*) exigeront à-peu-près les deux cinquièmes d'une fonte. La consommation en houille sera au plus (attendu que le fourneau demeure constamment échauffé) de 550 pour 1000 liv. de fer préparé. Enfin, le déchet sur le fer ne doit pas être pris en considération, parce qu'il est si grand dans l'affinage ordinaire, qu'il ne faut pas craindre qu'il soit augmenté.

La dépense de cette préparation ne sera donc point importante relativement aux avantages que l'on en retirera, et qui consisteront en une grande accélération de l'affinage qui succédera, une grande économie de charbon de bois et un moindre déchet du fer. Il n'est pas encore bien décidé si de la fonte obtenue avec le coke, et qui serait préparée ainsi qu'on vient de le dire (*geweiste*) dans un fourneau à réverbère avec de la houille, pourrait ensuite être affinée avec avantage au charbon de bois : c'est une chose singulière, et qui n'a point encore été convenablement éclaircie, que la manière dont se comporte la fonte fabriquée au coke lorsqu'on veut l'affiner au foyer d'affinerie ordinaire, et qui est différente de celle de la fonte au charbon de bois ; cette différence paraît se montrer encore lors même que la première a été préparée (*geweiste*) à la

houille ; c'est du moins ce qui a été constaté dans les essais qui ont été faits à Saynerheutte jusqu'à ce jour. A la vérité, il se formait rapidement une scorie riche (*gaare schlacke*), et l'affinage s'opérait très-promptement ; mais tandis qu'une partie du fer devenait malléable et sans beaucoup de travail, et qu'il se formait une loupe bien réunie, il restait encore beaucoup de métal qui ne se purifiait point, et la loupe qu'on en obtenait en définitive présentait beaucoup de grandes fentes, quoique cependant les parties ne se séparassent point.

Les essais faits jusqu'ici dans la forge de Sayner sous le point de vue que nous venons d'indiquer, laissent encore l'espoir de surmonter les difficultés que l'on a rencontrées et d'obtenir un bon résultat. La quantité de fonte préparée (*weisseisen*) que l'on a traitée à-la-fois, était trop petite pour que l'on ait pu faire tous les essais nécessaires et varier le procédé autant qu'il aurait fallu pour réussir complétement ; d'ailleurs il était indispensable de chercher la meilleure disposition du foyer, et de laisser acquérir quelque pratique aux ouvriers, pour qu'ils pussent remédier aux inconvéniens qui se manifestaient. Il ne paraît pas douteux qu'en suivant ces essais on ne parvienne à établir un procédé fort avantageux.

La manière très-différente dont se comportent les fontes formées avec le charbon de bois ou avec le coke lorsqu'on les soumet à l'affinage, a été déjà remarquée plusieurs fois, et elle provient évidemment du mode de combinaison du charbon avec le fer ; car il semble que ces effets ne sont pas dus uniquement à la proportion de

charbon qui doit se trouver plus forte dans la fonte préparée avec le coke que dans celle provenant du charbon de bois, et qu'ils dépendent de quelque autre chose qui n'a pas encore été bien éclairci.

J'ai été confirmé dans cette opinion par quelques observations que j'ai eu occasion de faire à la forge de Hamm. On fabrique dans cette usine de l'acier naturel avec de la fonte provenant d'un mélange de fer spathique auquel on ajoute un peu de minerai de fer manganésifère : cette fonte présente dans le creuset du haut-fourneau (mais non pas après avoir fait la coulée) deux sortes de combinaisons ; celle du fer avec le graphyte, qui forme la fonte grise, et celle du fer avec le charbon, qui forme la fonte blanche.

La fonte blanche, spécifiquement plus pesante, occupe la partie inférieure du creuset, et elle est recouverte par la fonte grise sans que ces deux sortes de fonte se mêlent aucunement, de manière qu'on peut enlever celle-ci avec une cuiller à puiser.

Cette circonstance de la séparation, dans le creuset d'un fourneau, de la fonte en deux espèces, est bien digne d'attention si elle se présente en d'autres lieux et si elle est bien constatée; elle prouverait que la production de la fonte blanche et celle de la fonte grise peuvent avoir lieu en même temps dans un même fourneau, dans des proportions constantes, lorsque certaines conditions sont remplies.

Dans plusieurs des hauts-fourneaux du Berry qui travaillent pour l'usine de Fourchambaut,

et qui sont à deux tuyères, on commence l'affinage de la fonte dans le creuset du haut-fourneau, en inclinant en bas une des deux tuyères de temps en temps pendant que le creuset s'emplit, de manière que le vent de cette tuyère plonge dans le bain de fonte; l'autre tuyère reste pendant ce temps dans sa position ordinaire, de sorte que le fondage continue à marcher et les *charges* à descendre pendant que la fonte se décarbonise dans le creuset; ce qui n'a pas lieu dans l'Eiffel, où, pendant que la tuyère unique plonge dans le bain de fonte, le fondage est suspendu.

Au moyen de cette *préparation* dans le creuset du haut-fourneau, on peut affiner de suite la fonte dans le fourneau de réverbère par l'opération dite du *puddlage;* on épargne ainsi la confection du *fine-metal.*

Néanmoins cela n'a lieu que pour la confection des fers qui ne doivent pas être de première qualité. Pour fabriquer ceux-ci, on *prépare* la fonte grise dans les *fineris,* en la convertissant en *fine-metal*, qu'on affine ensuite dans les fourneaux à *puddler*.

ORDONNANCES DU ROI,

CONCERNANT LES MINES,

RENDUES PENDANT LE TROISIÈME TRIMESTRE DE 1825.

ORDONNANCES portant concessions de mines de houille dans l'arrondissement houiller de Saint-Étienne (Loire).

[Suite (1).]

26. *ORDONNANCE du 13 juillet* 1825.

Mines de houille de St-Étienne.

ART. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Chancy, à la dame Marie-Louise-Françoise Dupuy, veuve Thivet, et à ses filles mineures, Louise-Elvire et Jeanne Anthelmette-Julie Thivet, concession des mines de houille comprises dans les limites ci-après :

A l'est, à partir de la bonde de l'étang du Montcel, une suite de lignes droites passant par la fontaine du Paturey, par l'angle nord-ouest de la maison de Jacques Clapeyron, surnommé Charnière, et par le point d'intersection de deux lignes droites tirées l'une de l'angle nord-ouest de la chapelle du Fay à l'angle nord du château de Nanta, l'autre de l'angle ouest de Grange-Neuve, au centre du carrefour du Grand-Ronzy;

Au sud, de ce point d'intersection, la dernière droite décrite jusqu'en un de ces points pris à 200 mètres au sud-ouest du centre du carrefour du Grand-Ronzy.

(1) Voyez, *Annales des mines*, tome X, p. 367, une note des Rédacteurs relative aux ordonnances dont il s'agit.

A l'ouest, de ce dernier point une suite de lignes droites passant successivement par l'angle rentrant sud-est de la terre du Gazat, dépendant de la succession Flachat, par l'angle sud de la grange du sieur Roche-Taillée, située au point de jonction des deux chemins qui tendent de Méons et de l'Eparre à Reveux; de cet angle sud, de la grange susdite, le chemin qui tend à Méons, jusqu'au point où il est coupé par une ligne droite tirée de la bonde de l'étang de Reveux à un point pris à 700 mètres au nord-est de Grange-Neuve, sur la droite qui passe par l'angle ouest de cette grange et le centre du carrefour du Grand-Ronzy; du point susdit, pris sur le chemin de Méons, une ligne droite aboutissant à la bonde de l'étang de Reveux;

Au nord, de cette bonde, le chemin qui tend à la chapelle de Fay jusqu'à la bonde de l'étang du Montcel, point de départ.

Les limites ci-dessus renferment une superficie d'un kilomètre carré cinquante-six hectares.

27. *Ordonnance du 13 juillet 1825.*

Art. Ier. Il est fait aux sieurs Dubouchet, Guilloud et consorts, sous le nom de concession de Sorbiers, concession des mines de houille comprises dans les limites ci-après:

Au sud, l'axe du chemin à char, tendant de Saint-Chamond à la Taillandière et à la Fouillouse, à partir de son intersection avec la droite tirée du clocher de Sorbiers à celui de Roche-Taillée, jusqu'à son intersection avec l'axe du ruisseau d'Ozon;

A l'ouest, de cette dernière intersection, le ruisseau d'Ozon jusqu'à sa rencontre avec la droite tirée de l'angle nord de Fontvieille à l'angle le plus au nord des bâtimens des Brosses;

Au nord, de cette rencontre la même droite précédente jusqu'à son intersection avec la ligne tirée du clocher de Sorbiers à celui de Roche-Taillée.

A l'est, de cette intersection la dernière droite décrite jusqu'à sa rencontre avec l'axe du chemin de Saint-Chamond à la Taillandière, point de départ.

Les limites ci-dessus renferment une superficie d'un kilomètre carré quatre-vingt-cinq hectares.

28. *Ordonnance du 13 juillet* 1825.

Art. Ier. Il est fait concession au sieur Benoît Thézénas, sous le nom de concession du Montcel, des mines de houille comprises dans les limites ci-après :

A l'ouest et au sud-ouest, à partir de la naissance de la levée du moulin de Bramafont, sur la rivière d'Ozon, une suite de lignes droites passant successivement par la bonde de l'étang du Montcel, par la fontaine de Paturey, par l'angle nord-ouest de la maison de Jacques Clapeyron, surnommé Charuseze, et par le point d'intersection de deux lignes droites, tirées l'une de l'angle nord-ouest de la chapelle du Fay à l'angle nord du château de Nanta, l'autre de l'angle ouest de Grange-Neuve au centre du carrefour du Grand-Ronzy;

Au sud, de ce dernier point d'intersection marchant vers l'est, la ligne droite passant par l'angle ouest de Grange-Neuve de la cense du carrefour du Grand-Ronzy, jusqu'à la rencontre d'une autre ligne droite tirée du clocher de Roche-Taillée à celui de Sorbiers;

A l'est et au nord-est, de cette rencontre, marchant vers le nord, ladite droite passant par le rocher de Roche-Taillée et de Sorbiers, mais terminée à son intersection avec l'axe du chemin de service qui tend de la Soutinière à la chapelle du Fay, puis de cette intersection marchant vers l'ouest, l'axe dudit chemin de service jusqu'à l'angle nord-ouest de la Chapelle du Fay; de ce dernier angle, l'ancien chemin qui longe d'une part, au midi, la maison du sieur Thézénas, appelée Gabion, et d'autre part, à l'ouest, les maisons Gouillond et Dugobet, jusqu'au point où il coupe l'axe du chemin qui tend du Montcel à Sorbiers; de ce point, une ligne droite tirée à la naissance sud de la levée du moulin de Bramafont, sur la rivière d'Ozon.

Les limites ci-dessus renferment une superficie d'un kilomètre carré vingt-trois hectares.

29. *Ordonnance du 13 juillet 1825.*

Art. 1er. Il est fait, sous le nom de concession de Reveux, aux sieurs Félix-Pierre Dumaine et consorts Flachat, concession des mines de houille comprises dans les limites ci-après :

A l'est, à partir de l'angle sud de la grange du sieur de Roche-Taillée, située au point de jonction des deux chemins qui tendent de Méons et de l'Éparre à Reveux, une suite de lignes droites passant par l'angle nord-est de la terre de Garat, dépendante de la succession Flachat, par l'angle rentrant susdit de la même terre et par un point pris à 200 mètres au sud-ouest du centre du carrefour du Grand-Ronzy, sur la ligne tirée de ce carrefour à l'angle ouest de Grange-Neuve ;

Au sud, de ce point, pris à 200 mètres du carrefour du Grand-Ronzy, une ligne droite tirée à l'angle ouest de Grange-Neuve, mais terminée à 700 mètres nord-est de cet angle.

A l'ouest, de ce point, à 700 mètres de Grange-Neuve, une ligne droite tirée à la bonde de l'étang de Reveux, mais terminée au point où elle coupe l'axe du chemin qui tend de Méons au hameau de Reveux ;

Au nord, de ce dernier point, marchant vers l'est, l'axe du susdit chemin jusqu'à l'angle sud de la Grange du sieur de Roche-Taillée, point de départ.

Les limites ci-dessus renferment une superficie de quarante-quatre hectares.

30. *Ordonnance du 13 juillet 1825.*

Art. 1er. Il est fait, sous le nom de concession du Reclus, concession des mines de houille comprises dans le périmètre n°. 13 de l'arrondissement houiller de Saint-Étienne (Loire), aux trois compagnies réunies, telles qu'elles sont désignées et qualifiées dans la pétition du 10 juin 1824, et établies comme il suit ; savoir :

1°. Les sieurs Neyron frères, Fleurdelix, Camille Crozet et consorts, associés pour l'exploitation des mines de

houille du territoire d'Assaly, commune de Saint-Paul-en-Jarret;

2°. Les sieurs Jean-Claude Berlier, Fleury Donzel et consorts, tous associés pour l'exploitation des mines de houille du territoire du Bas-Reclus, même commune que pour le territoire ci-dessus;

3°. Les sieurs Juste-Modeste-Éléosipe Ninquerier, Antoine Costa et consorts, associés pour l'exploitation des mines de houille du Plomb et du Haut-Reclus, commune de Farnay.

Art. II. Cette concession, qui renferme une étendue superficielle de deux kilomètres carrés quatre-vingt-seize hectares, est limitée ainsi qu'il suit, conformément au plan qui restera annexé à la présente ordonnance.

A l'ouest, à partir du milieu de l'embouchure du ruisseau de Dorlay dans le Gier, l'axe dudit ruisseau jusqu'à son intersection avec une droite prolongée, tirée de l'angle sud de la Grange-Merlin, à l'angle sud du hameau de Savoie;

Au sud, de cette intersection, marchant vers l'est, le prolongement de la ligne droite qui vient d'être décrite jusqu'à la rencontre de l'axe du chemin de service qui forme la ligne séparative des territoires des communes de Saint-Paul-en-Jarret et de Fernay; puis de cette rencontre, une droite tirée au point de jonction des axes du ruisseau d'Egarande et du chemin de service qui vient de Rive-de-Gier, en passant par les Combes; mais arrêtées à son intersection avec une autre droite prolongée, qui limite, à l'ouest, la concession du Sardon, et laquelle est déterminée par l'angle ouest du hameau Girard et le centre de la voûte du pont du Logis-Brûlé, sur le ruisseau des Combes;

A l'est, de cette intersection, la ligne droite précédente qui aboutit au centre du pont du Logis-Brûlé, jeté sur le ruisseau des Combes (laquelle droite limite à l'ouest la concession du Sardon), puis l'axe du ruisseau des Combes jusqu'au milieu de son embouchure dans le Gier;

Au nord, de ce point, sur le Gier, l'axe du cours de cette rivière, jusqu'au milieu de l'embouchure du ruisseau de Dorlay, point de départ.

31. *Ordonnance du 3 août* 1825.

Art. Ier. Il est fait aux deux compagnies réunies des Combes et d'Égarande, telles qu'elles sont désignées dans la pétition du 21 juin 1824; savoir, Didier Coste, Denis Vignet et consorts, extracteurs associés à l'exploitation des mines des Combes, et Fleurdelix et consorts, extracteurs associés à l'exploitation des mines d'Égarande, sous le nom de concession des Combes et d'Égarande, concession des mines de houille comprises dans le périmètre n°. 16 de l'arrondissement houiller de Saint-Étienne, département de la Loire.

Cette concession, dont l'étendue superficielle est de cinquante-neuf hectares, est limentée ainsi qu'il suit, conformément au plan qui restera annexé à la présente ordonnance.

A l'ouest, à partir de la rivière de Gier, l'axe du chemin de service tendant à Farnay, jusqu'à son intersection avec la ligne droite prolongée, passant, d'une part, sur le milieu d'une autre ligne droite, tirée du centre du puits Moïse au centre du puits Sainte-Barbe, et, d'autre part, sur le point de jonction de l'axe du ruisseau d'Égarande avec l'axe du chemin à char, tendant à Rive-de-Gier en passant par les Combes, puis la droite décrite, qui aboutit à ce dernier point désigné sur le ruisseau d'Égarande.

Au sud, dudit point toujours sur le ruisseau d'Égarande, une ligne droite tirée à un point pris sur le ruisseau de Bourbillon, à deux cents mètres au sud de son embouchure dans le Gier; mais se terminant à son intersection avec une autre droite tirée de l'embouchure du ruisseau de Peloin, dans le Gier, à la jonction des ruisseaux de Gerlin et de Couzon.

A l'est, du susdit point d'intersection, la droite prédécrite qui aboutit au milieu de l'embouchure du ruisseau de Féloin, mais terminée à son intersection avec l'axe du cours du Gier.

Au nord, de cette intersection, l'axe du cours du Gier, jusqu'au chemin de Farnay, point de départ.

Art. II. Dans le cas où le chemin vicinal servant de limite à la concession, du côté de l'ouest, viendrait à être changé ou supprimé, il sera planté des bornes, aux frais des impétrans, dans la direction du chemin supprimé.

32. *Ordonnance du* 10 *août* 1825.

Art. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Beaubrun, aux sieurs Antoine Thiollière-Laroche, Claude-Aimé Fauvain, Benoît Descours, Louis Paret, Louis Ranchon, Denis Ranchon, à la dame Anne Deville, veuve Lemarchand, et au sieur et à la dame Rigollet, constitués en société par actes notariés des 22 janvier, 9 novembre et 10 décembre 1824, concession des mines de houille faisant partie du périmètre no. 4 de l'arrondissement houiller de Saint-Étienne, et limitée ainsi qu'il suit, conformément au plan qui restera annexé à la présente ordonnance.

A l'est, à partir du milieu de la voûte du pont de Valbenoite sur le Furens, le cours de cette dernière rivière, jusqu'au point où son axe est coupé par le prolongement d'une ligne droite passant par l'obélisque de la place Royale d'armes de Saint-Étienne et le centre de la place Roannelle.

Au nord, de ce point sur le Furens, la ligne droite décrite, tirée de l'obélisque de la place Royale d'armes de Saint-Étienne, au centre de la place Roannelle; du centre de cette dernière place, d'abord la rue Tarentaise ou des Capucins, puis la grande route de Saint-Étienne à Saint-Rambert, jusqu'au coin à l'angle nord du clos du sieur Corrompt, chapelier.

A l'ouest, de cet angle nord du clos du sieur Corrompt, chapelier, une ligne droite tirée à l'angle le plus à l'est des bâtimens des Hautes-Villes; puis, de ce dernier angle, l'axe du chemin de service qui tend au Deveis et à la Béraudière, jusqu'à son intersection avec une ligne droite dirigée par le milieu de la route du pont de Valbenoite sur le Furens et le point où commence l'axe du chemin de service, qui tend de la Chaumassière au Deveis.

Au sud, de cette intersection marchant vers l'est, la ligne

droite qui vient d'être décrite, dirigée et terminée au milieu de la voûte du pont de Valbenoite sur le Furens, point de départ.

Les limites indiquées ci-dessus renferment une étendue superficielle de deux kilomètres carrés quatre-vingt-neuf hectares.

33. *Ordonnance du* 10 *août* 1825.

Art. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Dourdel et de Mont-Salson, aux sieurs Joseph-Claude Grangette, Antoine Riocreux, Jean Paillon, Antoine Thiollière-Laroche, Claude-Simon-Ernest Neyron, André Béraud, Jean-Antoine Palluat, Pierre Palluat, à la dame Anne Deville veuve Lemarchand, et aux sieur et dame Rigollet, constitués en société à cet effet, par actes notariés des 22 janvier, 12 juin, 9 novembre et 10 décembre 1824, concession des mines de houille comprises dans les limites ci-après :

A l'ouest, de l'angle ouest de la maison Grangette à Dourdel, des lignes droites passant successivement par l'angle ouest de Pommaraize et le Creil-Pomat; puis, du Creil-Pomat, une ligne droite dirigée vers le centre du hameau de la Grande-Pinatelle, mais terminée à son intersection avec le prolongement d'une autre droite dirigée par le milieu de la voûte du pont de Valbenoite sur le Furens et le point où commence l'axe du chemin de service qui, tend de la Chaumassière au Deveis.

Au sud, de cette intersection marchant vers l'est, la dernière droite décrite jusqu'à sa rencontre avec l'axe du chemin de service qui tend de la Béraudière au Deveis, et à l'angle le plus à l'est des bâtimens des Hautes-Villes.

A l'est, de cette rencontre, l'axe du chemin de service qui tend de la Béraudière au Deveis et à l'angle le plus à l'est des bâtimens des Hautes-Villes; puis, de cet angle, une ligne droite tirée au coin à l'angle nord du clos du sieur Corrompt, chapelier.

Au nord, de cet angle nord du clos du sieur Corrompt, une ligne droite tirée à l'angle ouest de la maison Grangette, point de départ.

Les limites ci-dessus renferment une étendue superfi-

cielle de deux kilomètres carrés quatre-vingts hectares, conformément au plan général du périmètre n°. 4, qui est annexé à notre ordonnance de ce jour, concernant la concession de Beaubrun, même périmètre.

Haut-fourneau de Guignicourt.

ORDONNANCE *du 3 août 1825, portant que le sieur* Bertrand Geoffroy *est autorisé à établir, à la tête d'eau de l'ancien moulin du Ponceau, ou foulerie Gilles-Capitaine, qui lui appartient sur la rivière de Vence, commune de Guignicourt* (Ardennes), *un haut-fourneau à fondre le minerai de fer, conformément aux plans annexés à la présente ordonnance, et sous la condition que l'impétrant ne pourra consommer dans son fourneau que des minerais provenant d'exploitations légalement autorisées.*

Usine à four d'Arfons.

ORDONNANCE *du 10 août 1825, portant que le sieur* Mérigoude *est autorisé à établir, conformément aux plans de masse et de détails joints à la présente ordonnance, une usine à fer dans la forêt de Sarre-Metgé, commune d'Arfons* (Tarn). *Dans cette usine, composée d'une forge catalane, d'un gros marteau, d'un martinet et d'un laminoir, l'impétrant ne pourra s'approvisionner de minerai de fer que dans des exploitations légalement autorisées.*

Usine à fer de Velars-sur-Ouche.

ORDONNANCE *du 10 août 1825, portant que le sieur* Delmont, *propriétaire de l'usine de Velars-sur-Ouche* (Côtes-d'Or), *consistant en un marteau et un feu d'affinerie, est autorisé à ajouter à cette usine un nouveau feu d'affinerie, conformément à sa demande et aux plans joints à la présente ordonnance.*

(La suite à la prochaine livraison.)

JURISPRUDENCE DES MINES.

M. Blavier, Ingénieur en chef au Corps royal des mines, vient de faire paraître, sous le titre de *Jurisprudence générale des Mines en Allemagne*, un ouvrage dont l'utilité était sentie depuis long-temps par tous ceux qui s'occupent de l'exploitation, ou de cette branche si essentielle d'administration (1).

Les deux premiers volumes de l'ouvrage dont il s'agit se composent de la traduction de deux traités, l'un sur la législation et l'autre sur l'économie et la police des mines et usines dans les contrées du Nord, et particulièrement dans les États de l'Allemagne ; ces deux traités ont été publiés en 1790 et 1791 par Franz Ludwig von Cancrin.

Le traducteur a joint au texte de l'auteur allemand des annotations servant à faire connaître, pour chacun des principaux titres de l'ouvrage, les différens modes adoptés, en semblable matière, par plusieurs peuples de l'Europe, et notamment en France, où l'exploitation des mines est devenue une des sources les plus abondantes de prospérité publique.

Le troisième volume présente un recueil complet des lois, ordonnances et instructions qui ont été publiées jusqu'à ce jour sur les mines, carrières, usines, tourbières et salines du royaume ; on y trouve aussi les articles du droit commun, qui se rapportent spécialement aux mines et autres objets semblables, indépendamment de l'extrait sommaire de chacun des codes français que renferment les annotations des deux premiers volumes ; enfin, l'auteur a compris dans le troisième, le texte des lois ou ordonnances relatives à la police des ateliers et à toutes les autres dispositions réglementaires, dont la connaissance est indispensable à tous ceux qui s'occupent, en France, de l'exploitation des mines, ou de tous autres travaux analogues.

(1) A Paris, chez Carillan-Gœury, libraire, quai des Augustins, n°. 41, et chez l'Auteur, rue Saint-Jacques, n°. 161.

NOTICE

Sur les usines à fer de la Silésie supérieure (1).

Par M. MANÈS, Ingénieur au Corps royal des Mines.

Le minerai de fer, répandu en grande abondance dans la Silésie supérieure, a donné lieu à l'établissement d'un grand nombre d'usines, qui sont le sujet d'un des plus grands commerces de la Prusse.

On rapporte à l'an 1365 le commencement de cette branche d'industrie. Ce fut d'abord dans des feux de loupe qu'on réduisit le minerai; en 1721, seulement, on employa à cet effet les hauts-fourneaux; mais cette méthode de fondage ne fit que de très-lents progrès, et le fer de la Silésie supérieure eut pendant long-temps une si mauvaise renommée, qu'on ne s'en servait que dans les parties mêmes de cette contrée, et que la Silésie inférieure faisait usage des fers de Suède. Vers 1780, cet art prit enfin un peu d'importance : à cette époque, l'administration royale prit la direction des usines de Malapane et de Creutzburg, et on apporta à la méthode de fondage, ainsi qu'au moulage, à l'affinage, et même à la carbonisation du combustible de grands perfectionnemens, auxquels prirent part peu-à-peu les diverses usines privées. Aujourd'hui, la Introduction.

(1) Nous devons prévenir que nous avons puisé dans les *Archives de Karsten* une partie des documens qui nous ont servi à la rédaction de cette Notice et de celles qui suivent. Les mesures dont nous faisons usage ici sont celles-ci.

Le quintal de Prusse = 110 liv. de Berlin = 51,50 kil.

Le pied du Rhin = 12 pouces = $0^{m},31$.

La tonne = 2 boisseaux et demi = $1^{hectolit.},75$.

fabrication du fer est devenue très-importante dans toute la Silésie supérieure, et il suffira pour en convaincre de nombrer les établissemens tant royaux que particuliers qui y existent.

En 1816, on comptait d'usines à fer appartenant aux particuliers 40 hauts-fourneaux, 127 feux d'affineries, 26 fenderies, 2 laminoirs et 2 tréfileries, qui occupaient 1222 ouvriers, et ont produit pour 868,650 écus de fers de toutes sortes; savoir, 181,863 quintaux de fonte, 122,890, quintaux de fer en barres, 13,334 quintaux de fer fondu, 2,089 quintaux de tôle, 251 quintaux de fer-blanc, et 110 quintaux de fil de fer.

Parmi les 40 fourneaux sus-mentionnés, il n'y en avait que deux qui allaient au coak; l'un à Antonien-hütte près Neudorf, l'autre à Hohenlohe-hütte, près Bittkow. Aujourd'hui (1822), cette dernière usine, construite sur les meilleurs principes par un machiniste anglais, contient deux hauts-fourneaux, qui sont séparés par la tour de chargement, et qui sont alimentés par des soufflets cylindriques en fonte, mus par une machine à vapeur.

Les fourneaux au bois ont différentes constructions, selon le temps où ils ont été élevés. Les plus beaux de ce genre se trouvent à l'usine de Schlaventzitz, appartenant encore au prince de Hohenlohe; enfin, l'usine de Blech-hammer, appartenant au même prince, est remarquable par les affineries, fenderies et tôleries qu'elle contient. Les tréfileries existantes sont d'ailleurs très-anciennes et ne méritent aucun intérêt.

Les établissemens royaux comprenaient, dans la même année 1816, 7 hauts-fourneaux, 16 affineries et 2 tôleries; ces usines occupaient 593 ouvriers, et produisirent, dans cette année, pour

294,480 écus de fers de toutes sortes; savoir, 20,665 quintaux de fonte moulée, 39,928 quintaux de fonte en gueuse, 18,517 quintaux de fer forgé, 510 quintaux d'acier naturel, 829 quintaux de tôle et 689 quintaux de fer-blanc.

Ces établissemens royaux sont divisés en cinq districts, dont les administrations sont placées sur les usines mêmes; ces districts sont ceux de Malapane et Creutzburg, de Königs-hütte et Gleiwitz, et enfin de Rybnick.

L'administration de Malapane comprend l'usine de ce nom, située à 3 milles à l'est d'Oppeln, et les usines environnantes de Jedlitz et Dembi-hammer. L'usine de Malapane se compose d'un haut-fourneau et de deux affineries; la fonte s'y fait au charbon de bois et l'affinage à la méthode ancienne, ainsi que nous l'exposerons plus bas.

L'usine de Jedlitz, située au-dessous de Malapane, contient quatre feux d'affineries alimentés par un soufflet cylindrique en fonte, plus un laminoir pour la préparation de tôle qu'on étame ensuite. Enfin, l'usine de Dembi-hammer, sise au sud-ouest de Malapane, contient encore deux affineries.

L'administration de Creutzburg comprend l'usine de Creutzburg, distante d'un mille et au nord-est d'Oppeln, et les usines peu éloignées de Butkowitz et de Murow. Ces dernières contiennent chacune deux affineries; quant à celle de Creutzburg, elle ne consiste qu'en un haut-fourneau au bois et un feu d'acier brut; elle manque souvent d'eau et n'a rien de remarquable; elle tire son minerai des environs de Creutzburg ou des forêts voisines. C'est un fer argileux d'alluvion, et dont le dernier sur-tout est très-pauvre.

On y fait de la fonte bonne pour l'artillerie ; cette fonte, très-grise, exige d'ailleurs au feu d'acier un travail long et difficile.

L'usine de Königs-hütte, située à un mille au sud de Beuthen, fut commencée, en 1798, par le comte de Reden, dans le but d'obtenir, à l'aide du coak, pour les affineries et les fonderies, la fonte dont ces usines manquaient de plus en plus par la diminution des bois. Cette usine, placée dans le voisinage de la chaux, du minerai de fer et de la houille, devait d'ailleurs prospérer. Elle se compose aujourd'hui de quatre hauts-fourneaux placés sur une même ligne, attenant à autant de hangars bâtis dans un style gothique, et alimentés par deux machines soufflantes, mues par deux machines à vapeur. M. de Villefosse ayant donné, dans sa *Richesse minérale*, les dessins et les résultats principaux de cette usine, nous n'en dirons rien ici, d'autant mieux que tout ce que nous pourrions observer sur le fondage au coak trouvera sa place à l'article Gleiwitz.

L'usine de Gleiwitz, située à un quart de mille à l'est de la ville de ce nom, fut commencée en 1794, tant pour introduire en Silésie la méthode de fondage au coak, que pour y établir une fonderie, sans laquelle les mines de plomb et de houille ne pouvaient faire aucun progrès. Nous donnerons plus bas une description complète de ce superbe établissement, qui, chaque jour, prend de plus grands développemens.

Enfin l'usine de Rybnick, située à peu de distance de la ville de ce nom, n'est royale que depuis 1810 ; elle consiste en deux établissemens distincts, l'un destiné à affiner au bois et à la

houille, et l'autre à laminer les lopins obtenus. Cette usine fera aussi l'objet d'un chapitre particulier.

Avant de passer à la description d'aucun établissement, nous croyons devoir donner ici quelques renseignemens généraux sur les minerais et les combustibles qu'on y emploie.

1°. *Des minerais.*

Des minerais.

Les usines de la Silésie supérieure sont alimentées par deux sortes de minerais d'âge et de qualités différens. L'un est le fer oxidé hydraté, qui, depuis plusieurs siècles, fournit à la plus grande partie de ces usines et qui appartient à la formation du calcaire métallifère de Tarnowitz; le second est un fer argileux carbonaté, qui se trouve en grande abondance dans un terrain argileux ayant de grands rapports avec le terrain d'alluvion. Une petite partie du même minerai carbonaté vient encore du terrain houiller; mais celle-ci est bien moindre et n'alimente qu'un petit nombre d'usines.

Du fer oxidé hydraté.

Le fer oxidé du terrain calcaire se montre, comme nous l'avons indiqué ailleurs, en nids irréguliers, qui reposent sur le calcaire inférieur de Tarnowitz, et qui sont recouverts de couches argileuses et d'alluvion. Les principaux dépôts sont au sud de Tarnowitz, entre les villages de Naclo, Rudipiekar et Radzioncau : là, ils atteignent une puissance de plus de six toises. Ces dépôts se composent d'argile ferrugineuse diversement colorée, dans laquelle sont imprégnés des minerais généralement divisés et altérés; quelquefois aussi ces minerais sont compactes, ils sont d'ailleurs souvent intimement mélangés

de calamine et quelquefois accompagnés de galène. Les minerais de Naçlo sont toujours à l'état de fer oxidé hydraté; ils ne donnent jamais au-delà de 40 pour 100 de fonte; ils sont réfractaires par eux-mêmes; mais, mélangés avec les minerais argileux, ils donnent un bon fer.

Du fer argileux.

Le fer argileux du terrain d'alluvion se montre en nids arrondis isolés dans l'argile, qui lui sert de gangue, ou disposés en bancs : c'est sur-tout aux environs de Panky et de Creutzburg qu'ils abondent. Ils se trouvent ordinairement à une profondeur qui varie de 4 à 10 toises. Près de Panky, ils sont au plus à une demi ou trois quarts de toise sous la terre végétale; à Creutzburg, ils ne sont jamais à plus de 4 toises de profondeur. Les bancs que forme ce minerai ont une allure très-irrégulière : tantôt ils sont ondulés, tantôt droits ou inclinés; ici, ils augmentent de puissance; là, ils s'appauvrissent ou deviennent entièrement stériles; ici, ils s'étendent au loin; là, ils sont interrompus tout-à-coup. Cette grande irrégularité doit, comme on le pense bien, en apporter aussi beaucoup dans les recherches. Les minerais de fer argileux sont ou compactes ou testacés; calcinés, ils deviennent magnétiques et augmentent de pesanteur spécifique; ils perdent au feu 33 pour 100 d'eau et d'acide carbonique, et sont une combinaison d'argile et de fer oxidulé carbonaté : ils donnent de 40 à 55 pour 100 de fonte qui a les meilleures qualités; ils sont d'ailleurs très-fusibles.

Du fer carbonaté.

Le fer argileux du terrain houiller se trouve dans les couches supérieures de houille et dans le voisinage des plus minces; il gît en nids isolés, ou forme des couches réglées. La plus grande

partie est un fer carbonaté argileux, une autre partie passe au fer argileux brun et jaune hydraté; jamais il ne contient au-dessus de 30 à 35 pour 100; il est aussi très-fusible. Il ne se distingue du fer argileux d'alluvion que par une couleur plus claire, par un plus grand nombre de fissures, et par la présence d'un grand nombre de tiges de roseaux et impressions de plantes qui tapissent ordinairement les cavités des nids. On exploite à Catowitz, près Königs-hütte, du minerai de cette nature: ce sont, là, plusieurs couches minces de houille qui alternent avec des couches d'argile schisteuse chargée de nids de fer, dont quelques-uns sont très-lourds.

Tous ces minerais de fer de la Silésie s'exploitent, en raison du peu d'étendue et de régularité des divers gîtes, par Duckelbau, ou par un grand nombre de puits qu'on approfondit sur eux, à peu de distance les uns des autres, et du fond desquels on mène, dans tous les sens, des galeries aussi longues que possible, qu'on dirige toujours sur les points les plus riches. Souvent des éboulemens forcent d'abandonner quelques-uns de ces puits, qu'on reprend souvent plus tard et quelquefois avec succès. De l'exploitation.

La seule préparation qu'on fasse subir aux fers oxidés hydratés consiste à les séparer, à la main, des gangues qu'ils retiennent, et à les diviser en morceaux de la grosseur convenable; on les tient d'ailleurs sous un hangar, de manière qu'ils ne prennent pas trop d'humidité, ce qui nuirait au fondage.

Les fers carbonatés argileux étant ordinairement mélangés intimement d'argile schisteuse ou compacte, dont la séparation à la main occasion- Du grillage.

nerait de grands frais, on les laisse long-temps exposés à l'air : alors l'argile s'exfolie et se sépare ainsi d'elle-même. Ces minerais sont d'ailleurs grillés avant d'être fondus. Ce grillage s'opère dans un four semblable à ceux qu'on emploie pour la calcination de la chaux : ces fours ont 15 pieds de hauteur, 6 pieds et demi de diamètre au gueulard, 7 et demi au ventre, et 2 pieds seulement au bas. Ils sont munis à leur base de deux ouvertures qu'on tient fermées pendant le grillage, et par lesquelles on fait ensuite sortir le minerai; ces fours se chargent par le gueulard en couches alternatives de minerai et de petits charbons de coak et de houille; toutes les douze heures, on retire environ la moitié de la masse, et on remplit de nouveau la cuve. Par ce grillage, on brûle environ un cinquième à un sixième de boisseau de combustible pour 5 quintaux ou 5 pieds et demi cubes de minerai.

2°. *Des combustibles.*

Des combustibles.

Les usines de la Silésie supérieure font usage de deux sortes de combustibles, du bois et de la houille. Le bois qui sert à la plus grande partie de ces établissemens a été employé dès l'origine, la houille n'a commencé à l'être qu'en 1794; d'abord le gouvernement appliqua ce combustible au traitement du minerai de fer au haut-fourneau, et déjà quelques particuliers ont suivi cet exemple; depuis, il a introduit l'emploi de ce combustible dans l'affinage même, en sorte que chaque jour la consommation de bois devient moindre.

Du bois.

Le bois se trouve en grande quantité sur plusieurs points de la Silésie supérieure; il forme

sur-tout des forêts considérables aux environs de Creutzburg et de Malapane; ce sont généralement des pins et des sapins qui croissent dans ces contrées; on les envoie en nature dans les lieux dépourvus de combustible, ou on les carbonise sur les lieux.

De la carbonisation.

Cette carbonisation se fait dans des fourneaux ou en plein air. Le premier mode ne s'emploie que lorsqu'on veut recueillir les produits de la distillation; le second, dont on se sert communément, se pratique horizontalement ainsi qu'il suit : sur une aire horizontale, qui n'est ni trop poreuse ni trop compacte, on dispose autour d'un pieu planté dans le sol des bois verticaux; puis, autour de ce noyau, des rangées horizontales de bois, qu'on place, par étages, les uns sur les autres; on forme ainsi un tas de la hauteur et du diamètre que l'on désire; on le recouvre par tout de gazon et de terre; on enlève le pieu du milieu, et on met le feu par le canal qu'il a formé. Le charbonnier dirige ce feu au moyen de trous qu'il pratique au bas et dans le milieu du tas; dans le commencement, il doit le mener vivement pour chasser l'humidité. Lorsque la fumée de noirâtre devient bleuâtre, la carbonisation est terminée : alors on éteint le feu, en bouchant toutes les ouvertures pendant vingt-quatre heures, puis on enlève la couverture, enfin les charbons formés. En général, la carbonisation d'un tas contenant 3000 pieds cubes dure de quatorze à seize jours, et de 100 pieds cubes de bois on retire ainsi de 48 à 52 pieds cubes de charbon; ce charbon pèse de 8 à 12 livres le pied cube. Il est bon lorsqu'il est dur, compacte, sonore, brillant, d'un noir par-

fait, facile à rompre, et présentant dans la cassure une surface testacée.

De la houille.

La Silésie supérieure possédait en 1816 cinquante-quatre mines de houille, dont dix-huit en bénéfice. Ces mines sont situées dans les districts de Leobschutz, de Ratibor, et sur-tout de Gleiwitz, de Beuthen et de Plessen. Elles reposent, comme nous l'avons exposé ailleurs, dans la plaine que comprennent entre elles les Sudètes et les Carpathes; elles font suite au terrain de grauwacke de ces montagnes, et sont recouvertes d'un calcaire secondaire. Elles ont livré, en 1816, environ 2,000,000 boisseaux ou 3,000,000 quintaux d'une valeur de 140,000 écus. Le gouvernement fait exploiter deux de ces mines à ses frais : l'une est près de Sabrze, dans le district de Gleiwitz; l'autre près de Chorzow, dans le district de Beuthen. La première a pour but de fournir à l'usine de Gleiwitz, la seconde à celle de Königs-hütte; le produit brut de ces deux mines compose d'ailleurs une grande partie du total énoncé ci-dessus.

Les houilles de la Silésie supérieure appartiennent généralement aux houilles maigres et non collantes; seulement, sur un petit nombre de couches, on en trouve de grasses comme à la mine de Königinne-Louise à Sabrze. Les houilles maigres sont grossières et schisteuses; les houilles grasses sont communément lamelleuses.

La houille grossière donne plus de gros morceaux que la schisteuse, et celle-ci plus que la lamelleuse; cette dernière donne uniquement des morceaux au-dessous du poing.

Ces houilles ont une grande teneur en matières terreuses, et comparativement moins en

bitume. La houille lamelleuse tient le plus de bitume, la schisteuse en tient moins, et la houille grossière moins encore; quant aux matières terreuses, le rapport n'est pas déterminé. Les houilles des couches qui sont traversées de veines terreuses contiennent plus de terre que celles des couches pures; celles comprises entre l'argile schisteuse en ont plus que celles entre le grès; enfin, celles des bancs inférieurs et supérieurs sont moins pures que celles du milieu.

Quant à la pesanteur spécifique, on remarque que les houilles les plus pures et les plus bitumineuses sont les plus légères; tandis que les houilles terreuses et pyriteuses sont les plus pesantes. En général, on estime que la pesanteur spécifique de ces houilles est entre 1,2 et 1,4, moyenne 1,3, et qu'elles tiennent de 60 à 66 pour 100 de charbon, de 29 à 39 de bitume, et de 0,9 à 5 de terres, qui sont un composé de chaux, d'argile et de fer. Le poids du boisseau, de la capacité de 2,8 pieds cubes, est d'environ 1 q^{al},5.

Les houilles les meilleures pour donner du coak sont les houilles grossières, et après celles-ci les houilles schisteuses les moins divisées et les moins terreuses. En général, plus la couleur de la houille est foncée, plus l'éclat est gras, moins elle est fissurée, plus alors elle a coutume d'être bitumineuse, et plus elle est propre aussi à donner une vive chaleur; plus, au contraire, la couleur tire sur le gris, plus l'éclat diminue et moins elle est bitumineuse, plus alors elle donne de cendres et plus elle brûle lentement et imparfaitement.

Ayant reconnu les houilles les meilleures pour donner des coaks, le mode de carbonisation en plein air, ou dans des fourneaux, doit être déterminé par la nature de la houille.

La carbonisation en plein air est bonne pour les houilles maigres, dures et compactes, qui perdent le moins à ce mode, et auxquelles un trop fort coup de feu ne fait que donner plus de porosité au coak; mais ce mode ne convient point aux houilles bitumineuses grasses, qui perdent alors beaucoup et sont trop attaquées de la flamme.

La carbonisation en plein air ne convient point non plus aux houilles trop divisées, qui éteindraient le feu au lieu de l'alimenter; la carbonisation au fourneau des houilles maigres ainsi divisées donnerait des coaks en trop petit volume pour pouvoir être employés, en sorte qu'il n'y a que la partie de ces houilles qui est en gros quartiers qu'on puisse utiliser. Les houilles grasses et collantes très-divisées, calcinées dans des fourneaux, donnent au contraire des coaks dont on peut tirer parti : ces coaks se nomment back-koaks s'ils sont faits dans des fourneaux ordinaires, et theer-ofen-koaks si c'est dans des vaisseaux distillatoires.

Carbonisation en plein air.

Carbonisation en plein air. La place étant aplanie et couverte d'une couche légère de menue houille, on plante en ligne droite et sur une longueur d'environ 100 pieds, une suite de piquets de 2 pieds de hauteur, et à des distances de 2 pieds les uns des autres; on dispose ensuite de part et d'autre de cette ligne une suite des plus gros quartiers de houille, qu'on adosse deux à deux de manière à former un petit canal. Sur ces deux rangées de houille, on en appuie d'autres ayant des volumes de plus en plus petits, de manière à donner au tas une largeur de 5 pieds de chaque côté du canal. Dans la disposi-

tion de cette première couche de houille, on doit avoir soin que les fissures naturelles soient placées horizontalement pour pouvoir activer l'airage : alors on la recouvre de houille de plus en plus menue, qu'on y répand indistinctement jusqu'à ce qu'on ait donné au tas une hauteur de 16 à 22 pouces au milieu et de 4 à 6 pouces sur les côtés. Le tas étant ainsi préparé, on enlève les piquets, et on jette dans les trous qu'ils laissent des houilles enflammées, qui, dans l'espace de 4 à 5 heures, répandent le feu par-tout. Au bout de 36 à 48 heures, la carbonisation est achevée ; on reconnaît ce moment à ce que la flamme a cessé par-tout de paraître, et à ce qu'il se montre à la surface des coaks une cendre blanche : aussitôt qu'on remarque cette cendre en un point quelconque, on s'empresse de la recouvrir de poussier de houille. Lorsque tout le tas est resté ainsi 3 ou 4 jours recouvert, le feu est ordinairement éteint et on peut retirer les coaks. Par cette méthode de carbonisation, les houilles maigres perdent environ 5 pour 100 en volume et 36 à 40 pour 100 en poids ; les houilles grasses, au contraire, qui sont collantes et exfoliantes, donnent le même volume de coaks, mais perdent 50 pour 100 en poids. En général, le poids du boisseau de meiler-coak peut être estimé à 90 livres.

Carbonisation dans des fourneaux. A Sabrze, ces fourneaux sont des soles rectangulaires fermées, qui sont surmontées d'une voûte aussi surbaissée que possible, et qui ne présentent qu'une ouverture pour l'introduction de la houille et le dégagement de la flamme. Ces soles ont ordinairement une surface telle qu'elles puissent contenir 10 à 12 pieds cubes de combustible sur

Carbonisation dans des fourneaux.

une hauteur d'environ 6 pouces. Après les avoir chargées, on met le feu au combustible, qui brûle un temps plus ou moins long suivant sa nature. Lorsqu'il ne se dégage plus ni flamme ni fumée, qu'il se montre une cendre blanche sur les coaks, la carbonisation est terminée; on refroidit le feu avec de l'eau, on retire les coaks, et on achève de les éteindre en les aspergeant. Par ce mode de carbonisation, il se fait une grande perte en carbone; on retire généralement le même volume, quelquefois même il y a augmentation. Le poids du boisseau de back-koak est d'environ 80 livres.

A Gleiwitz, où l'on a pour but de retirer les produits qui se dégagent pendant la carbonisation, on la fait dans des fourneaux circulaires d'environ 6 pieds de diamètre et 8 pieds de hauteur, qui se rétrécissent vers le haut et peuvent contenir 250 à 300 pieds cubes de houille. Ces fourneaux ont à leur base une grille pour activer le courant d'air; ils sont fermés au haut par une plaque de fer, au-dessous de laquelle se trouve un canal qui conduit les vapeurs dans un récipient : ils sont d'ailleurs munis sur leur hauteur de plusieurs tuyaux d'air ou registres, par le moyen desquels on conduit le feu. Cette carbonisation dure quarante-huit heures environ, et donne en volume 78 pour 100 d'un coak dont le boisseau pèse environ 100 livres.

Si on compare ces différens coaks entre eux, on voit que les back-koaks sont moins compactes et moins lourds que ceux faits en plein air, qu'ils sont aussi moins purs; aussi ne peut-on les employer que mélangés avec ces derniers et jamais dans une proportion plus grande que le quart. Les theer-ofen-koaks sont, à leur tour, plus

compactes et plus lourds que les coaks faits en plein air, ou meiler-koaks; on ne les emploie pas au fourneau de Gleiwitz, parce qu'ils exigeraient plus de vent que la machine soufflante ne peut en donner; ils ont d'ailleurs plus d'effet, mais coûtent beaucoup plus à obtenir.

Le choix des coaks à employer dépend du volume qu'ils ont et de la quantité de cendres qu'ils laissent après la combustion. Leur volume doit être au moins de 2 pouces cubes, et la teneur en cendres ne pas aller au-delà de 3,5 pour 100. En général, les caractères d'un bon coak sont d'avoir un fort éclat métallique, un aspect poreux et celluleux, et de donner un son par la percussion.

3°. *De la fonte au bois à Malapane.*

L'établissement de Malapane consiste en deux usines séparées par le cours d'eau qui les alimente. Dans l'une de ces usines est un haut-fourneau, avec sa machine soufflante à droite, et sa tour de chargement à gauche; dans l'autre sont deux affineries et les marteaux nécessaires. Toutes ces machines sont mises en activité par le moyen de quatre roues hydrauliques à auges, qui sont placées au même niveau, et entre lesquelles se partage l'eau dont on peut disposer, ainsi que le représente la *fig.* 1re. de la Pl. V. Consistance de l'usine de Malapane.

On traite à Malapane un minerai de fer oxidé hydraté venant de Gros-strehlitz, qui est plus pauvre, plus impur, mais de même formation que celui de Tarnowitz, et dont la fonte produite n'est bonne que pour le moulage; ou un fer argileux de Creutzburg, qui est de meilleure qualité, et donne une fonte bonne pour faire soit du fer forgé, soit de l'acier naturel. Ces minerais

se fondent séparément au charbon de bois avec addition de castine. Les bois qu'on emploie viennent des forêts voisines; ce sont des pins et des sapins, qu'on carbonise sur les lieux ainsi que nous l'avons dit plus haut.

Du haut-fourneau.

Le haut-fourneau de Malapane a une construction qui ne diffère pas de ceux connus. Son massif a une forme conique extérieure, dans laquelle on ménage au bas trois ouvertures, dont deux pour le vent et une pour le travail. La forme intérieure est celle de deux prismes carrés, séparés par un cône tronqué, ainsi qu'on le voit, *fig.* 2. Ce massif est traversé de canaux pour le dégagement de l'humidité, et retenu par des cercles de fer.

La partie supérieure forme la bataille : dans la partie intermédiaire, dite la cuve, on revêt la partie intérieure du massif d'une muraille de briques réfractaires, dite chemise, et entre les deux on met une couche de débris de briques pour maintenir la chaleur dans le fourneau. La chemise s'élève en même temps que le massif.

Dans la partie inférieure du fourneau, on construit, séparément des deux parties précédentes, et seulement lorsqu'on veut fondre, l'ouvrage, qui se compose du creuset de l'ouvrage proprement dit et des étalages. Le creuset et l'ouvrage, se forment de pierres de grès taillées convenablement, et qu'on change à chaque fondage. On place d'abord les pierres *a* du sol dans un position parfaitement horizontale; sur celles-ci on met la pierre *b* de la rustine et les deux côtières *c*, ensuite la pierre *d* et les pierres du vent *e*,*e*; enfin, sur ces dernières on place les pierres communes *g*, *j*, jusqu'à la hauteur à la-

quelle l'ouvrage doit s'élever. Vers la partie antérieure du creuset, et lorsqu'on est parvenu à la hauteur de la tuyère, on place la pierre de la tympe *m* et les pierres communes *n*, *p*, la barre *r* et les plaques *s* et *t* en même temps qu'on construit les côtés en murailles de briques *i*, que l'on revêt aussi de plaques de fer *k*, *k*; enfin, on réunit l'ouvrage à la cuve par des murs en briques réfractaires, dits étalages. (V. les *fig.* 5, 6, 7 et 8.)

Le haut-fourneau de Malapane a 30 pieds de hauteur du sol au gueulard; le diamètre de ce gueulard est de 4 pieds; le creuset a 16 pouces de largeur, 16 pouces de hauteur, et 5 pieds de longueur de la rustine à la dame. L'ouvrage a 4 pieds 8 pouces de hauteur, 24 pouces en carré au haut; enfin, les étalages ont 4 pieds de hauteur et 60° d'inclinaison; là où ils atteignent la chemise est le ventre du fourneau, qui a 10 pieds de diamètre et qui est à 10 pieds du sol.

De la machine soufflante.

La machine soufflante du fourneau de Malapane, qui fournit aussi aux deux affineries, consiste en deux soufflets cylindriques mus par une roue hydraulique. Cette roue est à auges; elle a 16 pieds de diamètre et 4 pieds de largeur en œuvre : elle reçoit aux deux tiers de son diamètre l'eau qui la fait mouvoir. Sur l'arbre de cette roue est une roue dentée de 5 pieds de diamètre, qui engrène avec une roue dentée de même diamètre, à laquelle elle communique par suite la même vitesse. A l'arbre de cette dernière sont appliqués de part et d'autre deux disques de 4 pieds de diamètre, auxquels sont liées deux bielles qui communiquent un mouvement alternatif à deux balanciers, qui transmettent ce même

mouvement aux tiges des pistons de deux cylindres, ainsi que le représente la *fig.* 2. Ces tiges sont d'ailleurs maintenues dans la direction verticale par un secteur et une roue de friction.

Du cylindre. La machine soufflante se compose d'un cylindre de fonte, dans lequel joue un piston plein, et auquel sont adaptés quatre cols avec clapets pour l'aspiration et l'expulsion de l'air. Les cylindres sont coulés creux et égalisés à Gleiwitz, comme nous le dirons plus loin. Ces cols sont adaptés aux parois du cylindre, ou à sa base et à son couvercle; ils contiennent des soupapes, auxquelles on donne une position inclinée, pour qu'elles puissent fermer par leur propre poids. Ces soupapes sont de bois léger, garnies de feutre; elles frappent contre des parois de bois également recouverts de feutre. Il est indifférent que les cols soient adaptés aux parois du cylindre ou à sa base et à son couvercle; seulement, comme on doit toujours faire en sorte que l'espace perdu soit le moins grand possible, on fait ces cols aussi courts que possible, et lorsqu'ils sont appliqués aux parois du cylindre, on fait saillir dans l'intérieur du cylindre la base et le couvercle jusqu'au point le plus bas de ces cols.

Des pistons. Les pistons qui sont coulés à Gleiwitz ont la forme d'un disque avec un rebord, et sont munis de trous à vis à 8 ou 12 pouces de distance les uns des autres; ils portent d'ailleurs au milieu une ouverture, par laquelle passe la tige de fer forgé, qu'on y assujettit au moyen d'un coin de fer qui la traverse. La garniture de ces pistons se fait avec un cuir fort, qu'on dispose autour du rebord et qu'on retient avec des vis de fer; entre ce cuir et le fer, on bourre de la laine

aussi fortement que possible; on recouvre ensuite ce cuir d'un anneau en bois de chêne, qui est percé d'autant de trous à vis que le piston même, et qu'on y unit par ce moyen; enfin, sur cet anneau de bois, on en place un nouveau de plomb, qui sert à mieux le retenir par les vis. Le diamètre du piston et des anneaux de bois et de plomb est ordinairement d'un quart à trois huitièmes de pouce plus petit que celui du cylindre, tandis que le cuir saille d'autant.

L'air que produit la machine soufflante se rend dans un régulateur à eau, dont le bassin est construit en maçonnerie, tandis que le réservoir d'air est formé de fortes plaques de tôle assemblées à vis les unes sur les autres, et dont on a soin de bien calfater tous les joints. On fixe d'ailleurs ce réservoir aux parois du bassin par des crampons de fer et des étrésillons. On donne ordinairement la même surface au réservoir d'air et au bassin intermédiaire; la surface du réservoir doit être, de plus, très-grande par rapport à la capacité de la machine soufflante. L'air est ordinairement pressé dans le régulateur de Malapane par une colonne d'eau de 2 pieds ou par un poids de $0^{\text{liv.}},91$ par pouce carré de surface; cette pression est, comme on sait, déterminée par la nature du combustible. Du régulateur.

Du régulateur l'air se rend d'une part au haut-fourneau, et de l'autre aux affineries par des tuyaux de fonte. Sachant que la roue hydraulique fait dix tours par minute, que la levée des pistons est de 4 pieds et le diamètre des cylindres aussi de 4 pieds, il est facile de calculer la quantité d'air produite par la machine soufflante de Malapane; cette quantité d'air, à la pression at- Calcul de l'air lancé.

mosphérique, est donnée en effet par la formule :

$$M = 2 \cdot \frac{\pi d^2}{4} \cdot 20 \left\{ H - h \left(\frac{h'}{h''} - 1 \right) \right\},$$

dans laquelle

d = le diamètre des cylindres = 4 pieds.

H = la hauteur de la course du piston = 4 pieds aussi.

h = la hauteur de l'espace dans lequel le piston n'arrive pas, ou qui, dans le cas où le piston va toucher les deux bases des cylindres, peut représenter la hauteur de la colonne d'air retenue dans les cols : nous la supposons ici de 4''; ce qui est un maximum.

h' = la hauteur de la colonne d'eau faisant équilibre à l'air du régulateur = 34'.

h'' = la hauteur de la colonne d'eau faisant équilibre à la pression de l'atmosphère = 32'.

Substituant ces valeurs dans la formule, on trouve que M = 1999 pieds cubes : on peut donc admettre que la machine de Malapane livre par minute environ 2000 pieds cubes d'air à la pression atmosphérique, ou 1882 pieds cubes d'air comprimé du régulateur, sur lequel presse, comme nous l'avons dit, le poids de 0^liv^,91 par pouce carré de surface.

Quant à la quantité de cet air qui arrive au haut-fourneau, il se déduit aisément lorsqu'on sait qu'il lui arrive par deux buses de 2 pouces et demi de diamètre. En effet, cette quantité est représentée par la formule $\frac{\pi d^2}{4} v$, dans laquelle d est le diamètre de la buse et v la vitesse de l'air.

Quant à cette dernière, elle est donnée par cette autre formule :

$$v = 2\sqrt{gh\Delta\left(\frac{P}{P+p}\right)},$$

où *h* représente la hauteur de la colonne d'eau faisant équilibre à la pression du vent, qui est ici de 2 pieds par pouce carré, Δ le rapport de la pesanteur de l'eau à celle de l'air = 800, P la pression ordinaire de l'atmosphère = $14^{l},5$, *p* la pression à laquelle est soumise l'air = $0^{l},91$ ici; enfin *g* l'espace parcouru par les corps graves dans la première seconde = $15',6$: mettant ces valeurs dans la formule, on en déduit V=306, qui, reporté dans la formule $\frac{\pi d^2}{4}v$, donne, pour la masse d'air comprimé lancé, M = 1154 pieds cubes, qui équivalent à 1226 pieds cubes à la pression atmosphérique.

Dans la tour à gauche du gueulard est le mécanisme propre à élever le minerai et les combustibles au niveau de celui-ci. Ce mécanisme consiste en une roue hydraulique, qui, par un système simple d'engrenage (qu'on voit représenté sur les *fig.* 2 et 4), communique son mouvement de rotation à un tambour autour duquel s'enroule une corde sans fin, qui passe sur deux poulies, et aux deux extrémités de laquelle sont liés deux plateaux, qui portent les chars de chargement. ces chars, construits de fortes plaques de tôle, reposent sur quatre roues peu élevées, et portent à leur fond deux battans mobiles; lorsqu'ils ont été élevés au niveau de la plate-forme, on les fait rouler sur des chemins de fer jusqu'au- De la tour du chargement.

dessus du gueulard, où on les décharge en abaissant les portes.

Du travail.

Tout étant disposé pour une fusion, on bouche la tuyère avec de l'argile, on fait devant le creuset un feu de bois, qu'on en approche de plus en plus ; le creuset étant ainsi séché, on introduit les charbons embrasés, qu'on y maintient deux à trois jours, puis on le remplit de charbons nouveaux, et on en jette par le gueulard aussitôt que ceux-ci sont enflammés, jusqu'à ce que la cuve soit pleine : alors on commence à charger en minerai, en ne mettant d'abord que le quart de la charge ; quand les premières scories paraissent dans le creuset, on nettoie ce dernier, on pose la dame et la buse, puis on donne un faible vent, qu'on augmente peu-à-peu avec les charges. Au bout de huit jours, la marche du fourneau devient ordinairement uniforme.

Le chargement se fait alors environ toutes les heures, la percée toutes les douze heures. Le travail ne consiste qu'à nettoyer le creuset et la tuyère, à faire couler les laitiers et à préparer les moules pour la percée ; ici, les laitiers n'étant point aussi réfractaires que dans la fonte au coak, leur enlèvement n'est pas difficile.

On charge d'ailleurs à Malapane, dans le traitement du minerai de fer argileux, une mesure de charbon de 28 pieds cubes, puis une mesure de minerai et castine contenant 5 quintaux de minerai et un quintal de castine. On passe en général vingt-huit charges par 24 heures, et chaque percée de 12 heures donne environ 25 quintaux d'une fonte grise de bonne qualité. Trois ouvriers ; savoir, un fondeur et deux chargeurs, sont occupés par poste de 12 heures.

Lorsque le fourneau va bien, les laitiers sont coulans; ils se laissent tirer en longs filets, sont compactes, vitreux, demi-transparens et d'une couleur gris clair. La fonte coule alors également bien à une chaleur rouge blanc; elle a un éclat matte et non métallique, lance de faibles étincelles, se fige lentement, et est grise dans la cassure.

Le fourneau chauffant trop peu, le laitier devient de plus en plus noirâtre, de moins en moins vitreux; il perd son éclat, devient matte et bulleux : la fonte, dans ce cas, coule à une chaleur rouge; elle a une surface éclatante, ne lance point d'étincelles, se refroidit promptement et est blanche dans sa cassure : alors il est nécessaire de nettoyer souvent le creuset et d'augmenter aussi vite que possible la chaleur du fourneau par des charges légères en minerai.

Le fourneau chauffant trop, les laitiers sont clairs, non plus vitreux, mais d'apparence pierreuse et compacte; la fonte est très-fluide et se fige difficilement : alors on doit augmenter la charge en minerai, pour que la cuve du fourneau ne soit pas trop vivement attaquée, et qu'il ne se produise pas d'engorgemens.

Résultats généraux.

En général, dans le traitement à Malapane du minerai de fer argileux de Creutzburg, sur une charge en charbon de 28 pieds cubes, on passe, ainsi que nous l'avons dit plus haut, 5 quintaux de minerai et un quintal de castine, et on en retire moyennement 198 livres de fonte. Le quintal de minerai rend donc $39^{l},60$ ou environ 36 pour 100. Le rapport du calcaire employé au minerai est celui de 1 à 5; enfin, pour obtenir un quintal de 110 livres de fonte, il faut $2^{q},77$ de

minerai, 0_q,55 de castine et 15,55 pieds cubes de charbon = 1^{qal},35.

4°. *De l'affinage au bois à Malapane.*

Affinage à Malapane. Il y a à Malapane, comme nous l'avons dit plus haut, deux feux d'affineries; ils reçoivent leur vent de la machine soufflante cylindrique, et ils étaient servis avant 1822 par deux ordons à drôme, qu'on remplacait alors par le marteau en fonte qu'on voit représenté sur les *fig.* 9, 10 et 11.

Du foyer. A Malapane, le foyer d'affinerie est formé de cinq plaques de fonte; il a l'apparence d'une cuve quadrangulaire allongée; sa longueur de la face du chio à celle de la rustine est de 32 pouces, sa largeur de la face du vent à celle du contre-vent ou de la charge est de 26 pouces. La sole est horizontale, les faces de la rustine et du contrevent sont un peu inclinées en dehors, et celle du vent légèrement inclinée en dedans. La profondeur du foyer est de 10 pouces et demi, dont 9 pouces du sol à la tuyère : celle-ci, faite de cuivre, avance de 3 pouces dans le creuset; elle s'incline de 10 degrés environ, et est à 9 pouces de la rustine.

Du vent. Le vent est reçu par une buse de.... diamètre, qui reste de 2 pouces et demi en arrière de la tuyère. Pour un bon travail, on doit ordinairement pendant la fusion de la gueuse lancer 150 pieds cubes d'air par minute, pendant l'affinage de 200 à 250, et pendant l'attachement 300.

Du marteau. Le système du marteau se compose de deux piliers en fonte *aa*, qui forment les jambes de l'ordon, et dans lesquels se placent les boîtes qui servent de coussinets à l'hurasse, et d'un

pilier *d*, portant avec les piliers *aa* le ressort *i*, contre lequel vient frapper le marteau. Ces piliers sont posés sur des chantiers, sur lesquels ils sont fortement serrés par des madriers et des boulons. Ils sont retenus dans le milieu de leur longueur par des pièces de bois sur lesquelles posent le ressort *i* et la pièce supérieure *o*; on voit d'ailleurs en *f* l'enclume et son billot *g*, en *e* le marteau avec son manche *b* et sa hurasse *c*; enfin en *q* l'arbre de la roue hydraulique et ses mentonnets *p*.

De l'affinage.

L'affinage allemand consiste, comme on sait, à fondre la gueuse pour en obtenir un gâteau, que l'on refond pour en avoir un gâteau demi-affiné, qui, refondu de même, donne enfin une loupe.

Le creuset étant nettoyé, la sole et les parois recouverts de petits charbons, on fait arriver la gueuse, par le côté opposé au vent, peu-à-peu dans le creuset, jusqu'à 6 pouces de la tuyère; on donne alors le vent, et on maintient ainsi la gueuse jusqu'à ce qu'on en ait fondu la quantité nécessaire à la formation d'une loupe. Pendant ce travail, l'ouvrier doit avoir soin de faire écouler les scories et de tâter continuellement avec le ringard pour détacher les parties qui s'attachent aux parois et les rassembler au centre; à la fin de la fusion, il doit examiner si le bain est convenablement affiné : s'il résiste trop au ringard qu'on y plonge, c'est une preuve qu'il est trop affiné, alors il faut augmenter le vent; si le ringard le traverse au contraire facilement, et permet d'atteindre jusqu'à la sole, c'est qu'il ne l'est pas assez : alors on doit soulever les diverses parties et les présenter au vent pour les

affiner davantage, jusqu'à ce que le bain devienne pâteux, auquel cas il est convenable.

La fusion de la gueuse étant opérée, on découvre le gâteau, qui se divise en trois ou quatre parties, que l'on soulève au moyen du ringard et qu'on retourne sur les charbons, de manière que les parties qui étaient à la surface du contrevent soient alors sous celle du vent, et réciproquement. On fait fondre de nouveau cette masse, qui est alors passée toute une fois devant la tuyère; si le nouveau bain qu'on obtient a une couleur blanche jaunâtre, que le vent lance des étincelles blanc-d'argent, le fer est à demi affiné, et on peut procéder à la dernière fusion: autrement, on doit faire un nouveau retournement.

La masse étant à demi affinée, on l'élève encore au-dessus de la tuyère, et on la fond à l'aide d'un fort vent, qui l'amène à un état presque fluide et la sépare au mieux du carbone et des scories qu'elle retient encore. Aussitôt que l'ouvrier remarque que le bain commence à bouillonner, il forme dessous la tuyère une poche, où va s'assembler la matière affinée, d'où il la retire par attachement à l'aide d'un ringard qu'il y plonge. Dès qu'il s'est ainsi amassé environ vingt livres de matière au ringard, il les porte cingler sous le marteau et continue avec un nouveau ringard : en général, un bon ouvrier enlève ainsi d'un à deux quintaux de fer par attachement, ou de 5 à 10 lopins de vingt livres; le reste est réuni en une loupe, qu'on porte cingler sous le marteau, où on la divise en 4 lopins, qui sont forgés pendant le feu suivant.

Résultats généraux.

Il y a aux affineries de Malapane quatre on-

vriers à chaque feu ; ils travaillent deux à deux, et sont aidés en outre d'un garçon. Les feux vont du lundi au samedi ; on y fond à-la-fois, et en 6 heures de temps, dont 3 pour la fusion et 3 pour l'affinage, 4 quintaux de fonte donnant 2 $\frac{7}{8}$ quintaux de fer forgé avec une dépense en charbon de 64 pieds cubes=5 $\frac{1}{2}$ quint. environ.

5°. *De la fonte au coak à Gleiwitz.*

L'usine de Gleiwitz, l'un des établissemens les plus importans de la Silésie supérieure, a une position très-favorable par rapport aux matières premières et aux débouchés. La plus grande partie du minerai de fer qu'elle emploie est le fer oxidé et hydraté des environs de Tarnowitz, dont l'éloignement n'est pas de plus de 2,5 milles; elle use aussi une petite quantité de fer carbonaté de la formation houillère, et celui-ci est encore plus rapproché. Le combustible lui est amené de la mine de Sabrze, distante d'un mille, à la place de carbonisation, par un des bras du canal de Clodnitz; tandis qu'une autre branche du même canal, qui communique au magasin général, sert à envoyer jusqu'à l'Oder, vers Kosel, les fers ouvrés de cet établissement. Consistance de l'usine.

L'usine de Gleiwitz se compose de quatre ateliers particuliers. Dans le premier, destiné à la fonte et au moulage à découvert, se trouvent un haut-fourneau, deux fourneaux à réverbère, deux fours à manche et trois chambres de séchage.

Le deuxième, destiné au moulage au sable, contient deux fours à manche, alimentés par une machine soufflante cylindrique à double effet, qui est mise en mouvement par une ma-

chine à vapeur de 15 pouces. Dans ce même atelier sont plusieurs divisions pour le moulage des médailles, la sculpture et les essais.

Dans le troisième atelier, destiné particulièrement au moulage en terre, se trouvent quatre fourneaux à réverbère, plusieurs excavations et chambres de séchage.

Dans le quatrième, sont toutes les machines nécessaires au forage et à l'allésage, lesquelles sont mises en mouvement par une roue hydraulique.

Outre cela, on trouve encore à l'usine de Gleiwitz plusieurs emplacemens pour les modellistes et les fondeurs en métaux, pour le poli et l'émaillage des ouvrages; enfin on l'augmentait encore, en 1822, d'un grand atelier de fourneaux à réverbère pour le coulage des canons.

Du haut-fourneau.

On distingue dans le haut-fourneau de Gleiwitz, comme dans tous les hauts-fourneaux, le massif, la chemise et l'ouvrage. (Pl. VI, *fig.* 1 et 2.)

Le massif, construit de pierres ordinaires, est traversé de canaux pour le dégagement de l'humidité, et retenu par des barres ou des cercles de fer; ce massif offre d'ailleurs trois parties différentes quant à la forme : 1°. la partie inférieure, qui s'élève jusqu'à 15 pieds au-dessus du sol, a pour forme intérieure et extérieure celle de prismes carrés, dont les côtés des bases ont 40 pieds et 10 pieds 6 pouces de longueur : c'est dans cette partie que se construit l'ouvrage; on y ménage trois ouvertures, dont deux pour le vent et une pour le travail; on donne à chacune pour largeur le tiers de la base et pour hauteur celle de 15 pieds; on les lie au massif, en diminuant peu-à-peu leur largeur et leur hauteur, et on soutient leurs voûtes par une

suite de barres de fer dites marâtres; 2°. la partie intermédiaire, ou la cuve qui part de la hauteur des ouvertures et va jusqu'au gueulard, a intérieurement et extérieurement la forme de cônes tronqués, dont les diamètres des bases inférieures sont de 40 pieds et de 10 pieds 6 pouces et dont la hauteur est de 25 pieds; 3°. enfin, la partie supérieure au gueulard, dite bataille, a la forme intérieure d'un prisme carré et celle extérieure d'un cône tronqué, dont la hauteur commune est de 16 pieds.

La paroi intérieure du fourneau, dite chemise, se compose de trois murailles de briques réfractaires, qu'on élève en même temps que la partie du massif formant la cuve. On les sépare entre elles et du massif par des intervalles de 6 pouces, qu'on remplit de débris de briques réfractaires pour maintenir la chaleur dans le fourneau.

L'ouvrage, qui se construit séparément des deux parties précédentes, et seulement lorsqu'on veut fondre, se compose du creuset, de l'ouvrage proprement dit et des étalages.

Le creuset et l'ouvrage se forment d'une masse particulière; les étalages sont au contraire formés de briques réfractaires.

Le creuset est prismatique : il a 2 pieds de hauteur, 1 pied 8 pouces de largeur et 6 pieds 3 pouces de longueur jusqu'à la dame. L'ouvrage est un cône tronqué, qui a 4 pieds 8 pouces de hauteur, 2 pieds de diamètre inférieur et 2 pieds 9 pouces de diamètre supérieur; enfin les étalages, qui lient l'ouvrage à la chemise du fourneau, ont aussi la forme d'un cône tronqué; ils ont 8 pieds 4 pouces de hauteur, 2 pieds 9

pouces de base inférieure et 10 pieds 6 pouces de diamètre à la base supérieure, qui est aussi le ventre du fourneau.

Construction de l'ouvrage.

La construction du massif et de la chemise ne présentent aucune difficulté; celle de l'ouvrage exige au contraire beaucoup de soin dans les parties du creuset et de l'ouvrage proprement dit. Ces parties se bâtissaient autrefois en grès; depuis, on a vu qu'il y avait beaucoup d'avantage à employer à cette construction une masse formée d'un mélange d'argile blanche réfractaire et de débris de briques aussi réfractaires: par là, en effet, on rend l'ouvrage plus résistant, et on peut laisser le fourneau en feu plus longtemps; cette préparation, beaucoup moins chère, est d'ailleurs plus expéditive; le fourneau est moins refroidi, il se remet plus tôt en bonne marche: ces avantages ont fait, depuis quelques années, adopter cette méthode tant à Gleiwitz qu'à Königs-hütte.

Pour préparer la masse, on crible et on réduit en poussière fine l'argile blanche réfractaire, ainsi que les débris de briques réfractaires; on mélange ces deux matières à égale proportion pour faire le creuset, tandis que pour l'ouvrage on n'emploie qu'un tiers d'argile sur deux tiers d'anciennes briques. Le mélange se fait toujours sur un petit nombre de brouettées, que l'on tourne et retourne plusieurs fois ensemble à l'aide d'une pelle. On étend alors la masse, et on l'arrose jusqu'à ce que, pressée dans la main, elle puisse s'agglutiner, puis on la rassemble, et on la remue de nouveau; enfin, on la laisse reposer 12 à 24 heures avant de l'employer, afin que l'humidité pénètre toutes les parties, et qu'on puisse préa-

lablement encore la passer à travers un crible.

La masse étant préparée, quand on veut construire l'ouvrage, on place sur le devant de la sole, entre les deux costières, une pierre de grès *a*, *fig.* 3 et 4; on la dispose horizontalement, en la faisant saillir de 6 à 7 pouces hors du creuset, pour pouvoir y sceller les plaques de fer des côtés: cette pierre, outre ce but, a encore celui de retenir la masse qui doit former la sole du creuset. Lorsqu'on l'a posée, on remplit l'intervalle qui reste entre elle et la maçonnerie du haut-fourneau, puis on bat sur la sole du fourneau la masse préparée; quatre hommes, armés de pilons de fer, la battent par couches de 3 à 4 pouces, jusqu'à ce qu'elle soit assez ferme pour ne plus pouvoir être déprimée : alors on pique sa surface avec le côté aigu du pilon, et on y fait naître des inégalités, qui la lient à la nouvelle couche, qu'on étend dessus et qu'on bat de même; on continue de la sorte, jusqu'à ce que la masse atteigne le niveau de la pierre de grès; on égalise bien cette sole, et on trace, dessus, le point milieu de l'ouvrage et les lignes qui doivent terminer le creuset sous la forme et sur les côtés.

Pour former les parois du creuset, on place verticalement, suivant ces lignes, et sur la pierre de grès *a* de devant, deux nouvelles pierres de grès *bb* d'environ 15 à 18 pouces de longueur et de la hauteur du creuset; on les muraille ensuite dans leur partie antérieure, afin qu'elles ne soient pas reculées pendant le battage de la masse. Ces pierres servent à retenir la masse qui doit former les parois, et sur-tout à la préserver de toute avarie pendant la percée et le travail.

Cela fait, on place sur la sole la caisse de bois *cc*,

modèle du creuset autour duquel on doit battre la masse. Cette caisse se compose d'un côté arrondi et de deux côtés droits, entre lesquels on met des liteaux pour les empêcher de se rapprocher. Lorsqu'on a introduit cette caisse entre les pierres de grès verticales, on bat tout autour la masse par couches de 3 à 4 pouces jusqu'à ce qu'on ait rempli l'intervalle, qui a 24 à 28 pouces de hauteur et 12 pouces d'épaisseur.

On place alors la deuxième partie de la caisse *d*, *fig*. 5 et 6, qui, à partir de ce niveau, prend une forme conique; cette caisse est formée de deux parties jointes par des clavettes intérieures. On y élève de chaque côté, et aux extrémités d'un même diamètre, les modèles de formes qui vont d'ailleurs reposer sur la muraille; enfin, on place sur la partie antérieure du creuset deux plaques de fer *ff*, qui reposent de quelques pouces sur les côtés, et servent à soutenir la masse qui doit former la tympe, et en même temps on construit les murailles latérales I, après avoir disposé les plaques latérales *ll*.

Lorsque les murs latéraux I sont assez élevés, on repose dessus la barre de fer de 4 pouces carrés, saillant de 6 à 7 pouces sur les côtés; puis la plaque de fer *m*, qu'on assujettit aux murs I par de petits coins de fer; pendant que deux hommes font le muraillement de *j*, quatre ouvriers battent la masse autour de la caisse conique et sur les plaques *ff*.

Lorsqu'on a posé sur la deuxième caisse une troisième *o*, qu'on a battu la masse autour de cette dernière, et atteint ainsi la hauteur de la plaque de fer *m*, qui est de 24 pouces, on place sur celle-ci une nouvelle plaque *n*, qui est plus

large, qui saille de 5 à 6 pouces sur les côtés et s'appuie au haut sur les barres de fer dites marâtres ; près de cette plaque *n*, et intérieurement, on continue le muraillement jusqu'à ce tout soit fermé, et, pendant ce dernier travail, on place le quatrième corps *p*, qu'on bat de même.

L'ouvrage est alors terminé ; on passe aux étalages, qu'on construit avec des briques réfractaires de 18 pouces de longueur, et taillées suivant l'angle voulu, qui est de 65 à 66° ; on lie ainsi l'ouvrage à la chemise du fourneau : alors on enlève tous les modèles par le gueulard et par parties ; on nettoie le creuset et on le sèche, ce qui est promptement fait et exige peu de combustible.

De la machine soufflante.

La machine soufflante qui alimente le haut-fourneau de Gleiwitz est analogue à celle de Malapane ; elle consiste, comme dans ce dernier lieu (voyez Pl. VII), en deux cylindres en fonte avec clapets, dans lesquels se lèvent et s'abaissent des pistons pleins, dont les tiges sont liées à deux balanciers qui sont mus par des bielles, liées elles-mêmes à deux disques placés sur l'arbre d'une roue hydraulique qui leur donne le mouvement. La tige du piston est maintenue dans la verticale au moyen de la disposition suivante : à la moitié *b* de la longueur du balancier est liée une tige *ab*, qui, fixée au point *a*, dirige le balancier *ac*, à l'extrémité duquel se trouve la tige du piston. Le pilier *cl* du balancier a un mouvement de la verticale vers le cylindre, et le point *a*, lié au point solide *d*, a un léger mouvement pour empêcher les pièces *abc* de rompre. La roue à chute moyenne a 16 pieds de dia-

mètre ; elle fait 10 tours par minute. Les cylindres ont 4 pieds de diamètre ; la course des pistons est de 4 pieds, leur vitesse de 20 pulsations par minute. L'air fourni par cette machine est rendu dans un réservoir à eau, où il éprouve une pression de 1 $\frac{1}{2}$ liv. par pouce carré, et d'où il est distribué au haut-fourneau par deux buses de 2 $\frac{1}{4}$ pouces de diamètre. La formule $\pi\frac{d^2}{4}.V.$ donne dans ce cas, pour la quantité d'air envoyée par minute au haut-fourneau, 1522 pieds cubes à la pression du régulateur, ou $1679^{p.c.},5$ à la pression atmosphérique.

Calcul de l'effet produit.

Si on veut trouver l'effet produit par la machine hydraulique de Gleiwitz, il faut, outre la puissance et la résistance, considérer encore la vitesse du point d'application de l'une et l'autre force, et ce sera la comparaison de leurs momens mécaniques qui fera connaître l'effet utile de la machine.

I. La puissance qui agit sur la roue dépend de la quantité d'eau qu'elle reçoit et celle-ci de l'eau fournie par le canal. Cette dernière est donnée par la formule :

$$M = 0,89.\ a.\ b.\ \sqrt{2gh},$$ dans laquelle

le coefficient constant 0,89 est relatif à la contraction de la veine sur les côtés de l'orifice ;

a représente la largeur de la pelle du réservoir $= 4'59$;

b, la hauteur de cette pelle $= 0',469$;

g, la vitesse que la gravité imprime aux corps en une seconde $= 35,63$;

h, la hauteur de l'eau dans le réservoir $= 3'$.

Ces valeurs substituées donnent $M = 26^{p.c.},78$;

mais cette quantité n'agit pas toute sur la roue; on doit en retrancher ce qui se perd entre la roue et le coursier. Soit Q cette quantité, on a:

$$Q = BAc, \text{ où}$$

B est la largeur de la roue dans œuvre = 4'85;
A l'épaisseur du rayon liquide perdu = 0'112;
C la longueur du même rayon ou la vitesse moyenne dans le coursier = 12'46.

Portant ces valeurs dans la formule ci-dessus, on en tire $Q = 6^m,78$: de sorte que la quantité M' d'eau qui agit véritablement sur la roue est

$$M' = M - Q = 20^{\text{pieds cubes}}$$

Or la force produite sur une roue à auges par une quantité M' d'eau est représentée par la formule :

$$P = \left(\frac{(c-v)}{g} + \frac{d}{v}\right)M'\gamma,$$

dans laquelle c est la vitesse moyenne de l'eau qui s'écoule par la pelle = 14'.

v = la vitesse moyenne de la roue par seconde, ou celle du centre de gravité des auges = 8'258.

g = la vitesse que la gravité imprime aux corps en une seconde = 35,63;

d = la hauteur de l'arc rempli d'eau = 7'2;

γ = le poids d'un pied cube d'eau = 66 liv.; car cette eau M' agit sur la roue : 1°. par son choc, dont l'effet est représenté par $\frac{(c-v)}{g}M'\gamma$, et 2°. par son poids qui est $\frac{d}{v}M'\gamma$.

Ces valeurs substituées donnent :

$$P = 1359^l,60$$

pour la puissance de la roue hydraulique.

II. Soit K la force P qui agit sur la roue réduite au point d'application de la machine, c'est-à-dire au point où la bielle est liée au disque circulaire, nous aurons :

$$K = \frac{PR}{r}, \text{ où}$$

R est le rayon de la moyenne vitesse de la roue, celui du centre de gravité de l'auge = 7'89 ; r le rayon de la moyenne vitesse du disque, ou la distance du milieu du point auquel est liée la bielle au centre du disque = 1',092 ;

en sorte que $K = \frac{PR}{r} = 9823^l,35.$

III. Le moment mécanique de la force réduite est le produit de la force par la vitesse. Si on désigne la vitesse du point d'application de la force au disque par , on aura

$$\omega = \frac{1}{6}\, 2\pi r = \frac{1}{3}\, \pi\, r = 1',141 :$$

donc le moment $K\omega = 11219$ liv.

IV. La résistance U sur les deux pistons des machines soufflantes est donnée par la formule :

$$U = 2\pi\, r^2.144.p.,$$

dans laquelle r est le rayon du piston = 2', p la pression du vent par pouce carré = $1^l.5$. Donc

$$U = 5425^l,9.$$

V. Pour avoir le moment mécanique de la résistance, soit z la vitesse du piston par seconde, le piston, faisant 20 levées par minute, parcourt par seconde le tiers de la course. Ainsi,

$$z = \frac{1}{3}\,4' = 1'33 : \text{donc } Uz = 6900 \text{ liv.}$$

VI. Balance du moment mécanique de la puissance à celui de la résistance.

Le moment de la puissance. . $K\omega = 11219$
Le moment de la résistance . $Uz = 6900$

Perte produite par le frottement et autres résistances . . . . 4319 liv., c'est-à-dire un peu plus du tiers.

Séchage du haut-fourneau.

Le haut-fourneau étant disposé pour la fusion, on commence par le sécher et le chauffer : pour cela, on fait d'abord devant le creuset un feu de houille qu'on en approche lentement, et quand ce creuset est dégagé de son humidité, ce qui exige quelquefois jusqu'à huit jours, on fait un feu de coak dans son intérieur, puis on remplit le creuset de ce combustible, qu'on jette par le gueulard : on en jette de nouveau toutes les fois que le premier est enflammé, et ainsi de suite jusqu'à ce que tout le fourneau soit plein ; ce qui exige ordinairement 4 à 5 jours, et brûle 300 à 350 tonnes de coak. Pendant ce chauffage, on doit aussi nettoyer le creuset toutes les six heures.

Mise en feu.

Le fourneau étant plein de coak et convenablement échauffé, on commence aussitôt à charger en minerai; on fait d'abord de très-petites charges, on passe le minerai le plus fusible, ou le fer argileux, avec une forte proportion de castine et une addition de scories qui augmentent encore la fusibilité des cendres de coak très-ré-

fractaires par elles-mêmes. Aussitôt que les premières traces de scories se montrent dans le creuset, on le nettoie ; on place la dame, et on commence à donner un vent faible, qu'on augmente progressivement en même temps que la proportion de minerai. D'un à trois jours après le vent, se fait ordinairement la première percée, qui donne pendant quelques jours une fonte blanche, jusqu'à ce que le fourneau ait atteint le degré de chaleur convenable ; ce qui dure plus ou moins long-temps, selon qu'il est neuf ou a déjà servi. Ordinairement de 8 à 15 jours après le commencement des charges, elles ont atteint leur maximum, le vent a la pression convenable à la nature du combustible qu'on emploie, le fourneau est bien échauffé, la fonte devient grise et les résultats réguliers. La conduite du fourneau n'exige plus alors qu'à des temps déterminés le chargement, le travail et la percée.

Chargement. Pour le chargement du fourneau, il y a à Gleiwitz comme à Malapane une tour cylindrique qui communique avec le magasin du minerai et du combustible, et qui est liée au gueulard par un appentis dont le sol porte une voie de fer. Les combustibles et le minerai y sont élevés encore ici à l'aide de deux chariots de fer mus par un mécanisme très-simple ; dans ce chargement, les coaks se mesurent toujours au volume, tandis que les minerais et la castine se mesurent au poids ; la quantité de coak reste d'ailleurs constante et celle de minerai varie suivant la marche du fourneau. Cette dernière est déterminée par les officiers de mines à chaque percée, à laquelle ils ont coutume d'assister. Le chariot a la capacité de 12 pieds cubes : la charge se compose ordinairement d'une mesure de coak $= 1^{\text{tonne}},7 = 12$ pieds cubes, et

une mesure de minerai = $3^{qx},20$, qu'on répète trois fois : les charges se font toutes les demi-heures.

La nature du combustible employé, qui donne des scories très-réfractaires, et la grande quantité de poussier qu'il forme, et dont le trop grand amassement dans le creuset pourrait rendre les scories tout-à-fait impossibles à retirer, font qu'on est obligé de nettoyer souvent le creuset. En Silésie, on le fait ordinairement toutes les 6 heures. Dans ce travail, tous les ouvriers sont présens : ils commencent par arrêter le vent au moyen du pavillon ; ensuite ils nettoient la partie antérieure du creuset en détachant les scories des côtés ; ils amènent sur le devant les scories des parties postérieures et les retirent de même : ils donnent alors le vent pendant une à deux minutes pour chasser les dernières parties ; ils l'arrêtent de nouveau, amènent des coaks enflammés dans la partie antérieure du creuset, qu'ils remplissent de poussier de charbon ; puis enfin ils redonnent le vent, et la fonte continue. Travail dans le creuset.

Lorsqu'il est temps de faire la percée, on commence par nettoyer le creuset, et on prépare la voie de la gueuse dans le sable. Près du chio, on ménage dans ce sable un réservoir, où la fonte s'assemble et d'où on la répand dans les diverses formes. Ce réservoir est ordinairement fermé par une plaque de fer, qui porte une ouverture pour le passage de la fonte, et devant laquelle un ouvrier tient une pelle de fer enduite d'argile, qu'il baisse ou lève plus ou moins pour donner à la fonte une vitesse convenable. La percée se fait toutes les 12 heures, et donne ordinairement 20 à 22 quintaux de fonte. De la percée.

Conduite du travail.

La conduite du travail dépend des proportions convenables du minerai, du combustible et du plus ou moins de vitesse du vent, dont la pression doit être toujours relative à la nature du combustible. On reconnaît d'ailleurs la marche du fourneau par l'examen exact de la fonte et des scories produites; si cependant le fourneau est depuis long-temps en feu, et que l'ouvrage se soit considérablement élargi, il est bien difficile de juger de l'état du fondage : car très-fréquemment alors la nature des scories indique une tout autre marche que celle de la fonte.

Une bonne marche du haut-fourneau au coak se fait reconnaître par les caractères suivans :

1°. La fonte a une température très-élevée ; elle coule bien avec une teinte rouge-blanc, et se recouvre à l'air d'une mince pellicule d'oxide. Par le refroidissement, elle prend une surface convexe et paraît légèrement veinée; elle est d'ailleurs parfaitement grise sur la cassure, et il ne s'y fait point de séparation de graphite.

2°. La scorie est très-fluide, coule bien, est brillante sur la cassure, compacte et de couleur vert poireau foncé. Cette scorie est en outre complétement opaque, assez visqueuse, et se laisse tirer en longs filets.

3°. La tuyère est claire et paisible ; observée attentivement, on n'y reconnaît ni scories ni coaks : seulement, de temps en temps, on y remarque un mouvement tumultueux produit par l'abaissement des charges; enfin, la flamme du gueulard s'élève alors à une grande hauteur, et se compose d'un mélange des couleurs blanc, rouge et bleu.

Lorsque le fourneau chauffe trop, ce qui

peut avoir lieu aussi bien dans des fourneaux étroits que dans des fourneaux déjà très-élargis, la fonte est très-chaude; elle coule très-épaisse avec des teintes rougeâtres; sa cassure est gris foncé à gros grains, sa surface fortement veinée; elle contient d'ailleurs du graphite, qui s'en sépare en petites lamelles.

La scorie est pierreuse ; elle offre beaucoup de parties d'un bleu foncé provenant du fer qui a été scorifié ; elle coule très-difficilement, et ce n'est que par de fréquens nettoiemens du creuset qu'on peut la faire sortir.

Dans une telle marche, les seuls remèdes à apporter sont l'augmentation instantanée de la charge, la diminution du vent, et le travail dans le creuset jusqu'à huit fois par douze heures. L'augmentation de charge refroidit le fourneau et empêche l'engorgement de la partie inférieure de l'ouvrage, ainsi que l'obscurcissement de la tuyère, attendu que la fonte chaude produite redissout la masse déposée: il est bon d'ailleurs, pour l'augmentation de charge en minerai, d'employer le fer argileux préférablement au fer hydraté ; car, par suite de sa plus grande fusibilité, il donne une fonte plus chaude.

Dans un fourneau très-élargi et chauffant trop, qui peut d'ailleurs supporter une plus forte charge en minerai, on doit agir avec beaucoup de précaution pour ne pas le refroidir trop subitement. Aussitôt qu'on a remédié au mal par l'augmentation de charge et la diminution du vent, il est bon de diminuer ici pendant quelques charges la quantité de minerai d'un demi à un quintal, pour donner de nouveau au fourneau la température convenable.

En général, dans les fourneaux au coak, rien n'exige autant de prudence que l'augmentation des charges en minerai; on doit, avant de se déterminer à ce changement, observer bien exactement la nature des produits, et lorsqu'ils le rendent nécessaire, commencer par passer quelques charges plus fortes seulement d'un huitième à un quart de quintal, et en examiner l'influence sur la marche du fourneau avant de passer à une augmentation véritable.

Lorsque le fourneau chauffe trop peu, la fonte devient truitée : elle coule claire et fluide, mais elle lance des étincelles; la couche d'oxide qui se forme à sa surface se rassemble au milieu de la gueuse, tandis que les bords en sont privés; elle ne forme d'ailleurs que de grandes plaques et n'est pas continue. Cette fonte se refroidit plus promptement que celle d'une bonne marche; elle prend une surface concave, a une cassure écailleuse et poreuse : la scorie est alors brunâtre et la flamme du gueulard rouge ou brune.

Lorsque cet état fait de plus grands progrès, la fonte devient toujours moins fluide; elle refroidit très-vite, la couche d'oxide cesse de se montrer à sa surface; cette fonte est très-aigre et rompt même dans les formes avec un grand bruit; elle est blanche et rayonnée dans la cassure et a une surface unie. Ici, la scorie est d'un noir foncé parfait; elle est plus brillante à la surface que sur la cassure.

L'augmentation de vent et la diminution des charges en minerai sont alors les remèdes à une telle marche, qui peut venir d'ailleurs non-seulement d'une surcharge en minerai, mais aussi de la retenue des charges dans la cuve du four-

neau, comme de la fusion des étalages et autres parties du fourneau.

Pour achever de donner une idée exacte de la méthode de fondage usitée à Gleiwitz, nous considérerons maintenant l'exemple d'une campagne exécutée du mois d'août 1820 au mois d'août 1721. Nous donnerons d'abord le résultat des cinq premières semaines, puis le tableau de ceux obtenus dans les divers mois d'activité. Résultats généraux.

Tableau hebdomadaire du commencement d'une campagne à Gleiwitz.

Numéros des semaines.	Nombre des charges.	Minerai.		Calcaire.		Coaks.	Fonte.		Pression du vent par pouce carré.
		qal.	liv.	qa.	liv.	ton.	q.	liv.	
1	85	»	»	»	»	144	»	»	» »
2	110	68	»	21	»	187	»	»	1 liv.
3	172	466	82	86	»	292,4	69	»	1,1 l. à 1,2
4	254	776	28	127	»	431,8	216	40	1,2 l. à 1,4
5	257	803	14	128	55	436,9	280	93	1,4 l. à 1 l. à 1,5 l.
		qal.	liv.	qal.	liv.		qal.	liv	
Total.	878	2114	14	362	55	1492,1	516	23	

Dans la première semaine, on a commencé, le dimanche matin, à remplir la cuve du fourneau; du jeudi au lundi suivant, on y a passé des charges de coak seul pour l'échauffer.

Dans la deuxième semaine, on a commencé le

lundi à passer des charges légères en minerai et en castine ; le mercredi, vers midi, ont paru les premières scories : alors on a donné le vent, et le jour suivant a eu lieu la première percée, qui a donné une fonte blanche et matte.

Dans la troisième semaine, qui a été la première d'activité, la marche du fourneau a été assez bonne ; la scorie était toujours très-fluide ; la chaleur s'est augmentée de plus en plus et la fonte est devenue toujours meilleure.

Dans la quatrième semaine, le travail a été très-facile, et la fonte, alors très-fluide, a pris, dans les derniers jours, une température convenable et une cassure grise.

Enfin, au commencement de la cinquième semaine, par suite de manque d'eau et de l'emploi d'un mauvais coak, la fonte a été plus matte, plus claire et plus compacte dans la cassure.

Il résulte d'ailleurs du tableau précédent que, dans les trois premières semaines d'activité, une charge de coak de 1,7 tonnes = 3,4 quintaux a porté un demi-quintal de castine et 2 quintaux 83 livres à 3 quintaux 14 livres de minerai ; que, de plus, un quintal de minerai a rendu de 16 livres à 31 livres de fonte, ou de 15 à 28 pour 100.

On en déduit encore que pour avoir 1 de fonte, on a brûlé environ 2 tonnes de coak = $3^{\text{hect.}},50$ = 2 quintaux métriques, et qu'on a employé 3,5 de minerai avec 0,56 de castine.

Tableau mensuel d'une campagne exécutée à Gleiwitz, de 1820 *à* 1821.

Numéros des mois.	Nombre des charges.	Minerai.		Castine.		Coak.	Fonte.	
1820.								
		qal.	liv.	qal.	liv.	tonn.	qal.	liv.
Août.	85	»	»	»	»	144,5	»	»
Sept.	793	214	14	362	55	1,348,2	516	23
Octobr.	1,374	4,346	»	774	55	2,335,8	1,269	107
Novem.	2,026	6,331	27	1,266	27	3,444,2	1,777	51
Décem.	1,621	5,057	69	810	55	2,755,7	14,15	52
1821.								
Janvier.	1,539	5,002	4,5	769	55	2,616,3	1,370	102
Février.	2,093	7,141	14	1,131	69	3,558,1	2,033	3,5
Mars.	1,735	5,930	68	923	»	2,949,5	1,784	47
Avril.	1,580	5,135	»	790	»	2,686,0	1,578	19
Mai.	1,815	5,932	27,5	907	55	3,085,5	1,796	75
Juin.	1,509	4,942	41	754	55	2,565,3	1,398	70
Juillet.	1,496	4,885	»	748	»	2,543,2	1,409	17
Août.	1,218	4,108	27,5	609	»	2,090,6	1,191	22,5
		qal.	liv.	qal.	liv.	tonn.	qal.	liv.
TOTAL.	18,884	60,925	70	9,846	96	32,122,9	17,540	39

Il résulte, en prenant la moyenne des résultats compris dans ce tableau, qu'une charge de coak de 1$^{\text{tonn.}}$,7 = 3,4 q^{x}. a porté 3 quintaux 24 liv. $\frac{3}{4}$ de minerai et 57 liv. de castine, et donné

102,2 liv. de fonte, ou qu'un hectolitre de coak a porté 57 kilog. de minerai, 10 kil. de castine, et donné 15 kil. de fonte;

Que le quintal de minerai a rendu 31 liv. de fonte, ou 28,8 pour 100, et que le rapport de la castine au minerai employé a été celui de 100 à 619;

Enfin, que pour obtenir un quintal de fonte on a usé 3 quintaux de minerai (fer oxidé hydraté, mélangé de fer carbonaté seulement dans les quatre premiers mois de l'année 1821), 61 liv. $\frac{3}{4}$ = 0q.,56 de castine et 1,83 tonne = 3hect.,12 = 1q.m.,83 de coak, dont les 16,8 pour 100 de back-koak; c'est-à-dire 1,53 tonnes de coak en plein air, et 0,30 tonne de coak provenant de menue houille carbonisée dans des fourneaux.

Dans l'année 1821, on a produit à l'usine de Gleiwitz 16,424 quintaux de fonte, dont les frais sont revenus par chaque quintal de fonte :

	éc.	gros.	liards.
1°. Pour minerai de fer, à.	»	12	7
2°. Pour coak.	»	14	10
3°. Pour castine.	»	»	9
4°. Pour entretien et préparation du fourneau.	»	1	3
5°. Pour entretien de la machine soufflante.	»	1	9
6°. Pour entretien du mécanisme de chargement.	»	»	4
7°. Pour paie des ouvriers du fourn.	»	»	10
8°. Pour frais généraux.		2	»
TOTAL.	1	11	4

Ce qui porte le prix de fabrication du quintal métrique de fonte à 11 fr. 50 environ.

6°. *Du moulage à Gleiwitz.*

La fonte liquide dont on a besoin pour les moulages se prépare, à Gleiwitz, dans des fours à manche et des fours à réverbère. On se sert de fours à manche pour le moulage de petites pièces, et de fours à réverbère pour le coulage de grosses pièces. Du moulage à Gleiwitz.

On a quatre fourneaux à manche à Gleiwitz : tous sont construits comme l'indiquent les *fig.* 1 à 4, Pl. VIII ; deux de ces fourneaux sont alimentés par un soufflet cylindrique à double effet, mu par une machine à vapeur de 24 pouces, aussi à double effet ; les deux autres sont alimentés par un soufflet de même nature mu par par une machine à vapeur de 15 pouces. En général, ces soufflets lancent dans les fourneaux de 400 à 500 pieds cubes d'air à 1 livre $\frac{1}{2}$ de pression par pouce carré par des buses de 2 pouces de diamètre. Refonte aux fours à manche.

Dans ces fours à manche, on charge toutes les 10 minutes $\frac{3}{4}$ quintal de fonte avec 46 livres de coak $= 0^{qal.},42 = 1^{p.c.},43$.

Dans huit heures, on fond ainsi avec $70^{p.c.}$ de coak $= 18^{qx.},90 = 9^{tonn.},9$ — 36 quintaux de fonte grise, donnant 33,5 d'une fonte très-fluide, bonne pour couler des ouvrages d'une grande finesse.

Il suit de là que, dans la fonte de 100 quintaux de matière au four à manche, on use $27^{tonn.},5$ de coak = 195 pieds cubes = 52,8 quintaux, et que le déchet est de 7 pour 100.

L'usine de Gleiwitz contient, comme nous l'avons dit plus haut, six fours à réverbère, dont Refonte aux fours à réverbère.

la construction est indiquée sur les *fig.* 5 et 6. Dans ces fours, on fond, en trois heures de temps, 40 quintaux de fonte grise avec 67,5 pieds cubes de houille = 9$^{tonn.}$,6 = 36 quintaux, et on en retire 35 quintaux d'une fonte plus compacte et plus dure : d'où il suit que, dans cette méthode, le fondage de 100 quintaux de matière exige 24$^{tonn.}$ = 168 pieds cub. = 90$^{qx.}$ de houille, et que le déchet est de 12 pour 100.

Résultat de l'année 1821. Dans l'année 1821, on a préparé par la méthode de refonte au four à manche 16,205 quintaux d'ouvrages de toutes sortes. Pour obtenir 100 quintaux de produits marchands, on a usé 109,72 quintaux de fonte crue. Les frais ont été ceux-ci :

Pour 1,575 q^{l}. $\frac{1}{8}$ de fonte de déchet, à 1 écu 11 gros 4 liards.	2,320
Pour 1,177 tonnes de houille à coak, à 11 gros 2 liards.	547
Pour 5,089 tonnes de back-koak à 5 gros 11 liards.	12,54
Frais de fonte.	455
Frais d'outils et entret. de fourn. . .	250
Total. . . .	4,826

	écu.	gros.	liard.
Qui, répartis sur les 16,205 quintaux, donnent par quintal. . .	»	7	2
D'ailleurs les frais de fonte au haut-fourneau sont par quintal. . .	1	11	4
Donc les frais totaux d'ouvrages moulés au four à manche sont de.	1	18	6

par quintal de Prusse, ou de 13 fr. 70 par quintal métrique.

Dans la même année 1821, on a préparé, par la méthode du coulage au four à réverbère, 2,859

quintaux de divers ouvrages. Pour obtenir 100 quintaux de produits marchands, on a usé 119,6 quintaux de fonte crue ; les frais ont été ceux-ci :

Pour 557 quintaux de fonte de déchet, à 1 écu 11 gros 4 liards	820 éc.
Pour 837 tonnes de houille, à 11 gros 2 liards.	389
Pour frais des ouvriers	81
Pour entretien du fourn. et frais généraux.	104
	1,394, qui, ré-

	écu.	gros.	liards.
partis sur les 2839 quintaux, donnent par quintal.	»	11	9
D'ailleurs les frais de fonte au haut-fourn. sont par quintal de	1	11	4
Donc les frais totaux d'ouvrages moulés au four à réverbère sont.	1	23	1

par quintal de Prusse, ou de 15 fr. par quintal métrique.

Des divers modes de moulage.

Les divers modes de moulages usités à Gleiwitz sont ceux-ci :

1°. Moulage à découvert, dans le sable, pour les pièces qui peuvent avoir une face inégale et qui ne doivent pas être travaillées.

2°. Moulage en caisse, dans le sable maigre, pour les pièces qui n'exigent aucun autre travail.

3°. Moulage en caisse, dans la masse, ou mélange de sable maigre et gras pour les ouvrages qui ont besoin d'un travail postérieur, et qui doivent par conséquent rester le plus tendres possible.

4°. Enfin, moulage en terre grasse pour les pièces creuses et celles à grandes dimensions, dont les formes ne sauraient être transportées.

Nous n'entrerons point ici dans le détail de ces divers moulages, qui sont généralement connus; nous nous bornerons seulement à indiquer succinctement la manière de moulage, des pistons pleins de machine soufflante, et des cylindres de ces mêmes machines, dont l'allésage nous occupera plus loin.

Du moulage en terre.

Ces deux objets se moulent en terre. Ce genre de moulage s'exécute généralement ainsi à Gleiwitz : le noyau se fait d'un muraillement de briques de deux tiers terre maigre et un tiers terre calcinée provenant d'anciennes briques; entre la surface de ce muraillement et la chablone, on laisse un intervalle d'un demi-pouce, qu'on recouvre d'une couche d'argile mélangée d'un tiers de crottin de cheval haché.

La chemise se fait, sur un calibre particulier, avec une terre de même composition, qu'on recouvre d'une légère couche de terre très-fine et plus humide pour rendre sa surface plus unie.

Le manteau, enfin, se fait avec de la terre mélangée à parties égales de crottin de cheval, terre qui devient très-dure par le séchage.

Lorsque ces diverses parties sont séchées dans des chambres échauffées à la houille et fermées hermétiquement par des portes de fer, il se forme des fentes qu'on doit remplir avec de la terre ordinaire; d'ailleurs, pour pouvoir retirer la chemise de dessus le noyau et le manteau de dessus la chemise, on recouvre la surface supérieure du noyau et de la chemise d'une légère couche

de cendre qui empêche l'adhésion ; enfin, pour empêcher dans le coulage le contact de la fonte avec la terre qu'elle ferait brûler, on arrose la surface supérieure du noyau et celle intérieure du manteau d'une eau de colle, tenant en dissolution sept huitièmes de poussier de charbon et un huitième de farine de froment.

Moulage d'un piston.

Le moulage des pistons se fait à l'aide d'un arbre vertical et d'une chablone ou calibre : à cet effet, la chambre de séchage porte, à la hauteur de 6 à 8 pieds, des barres de fer transversales sur lesquelles on applique la pièce *a*, *b*, *c*, de manière que son ouverture cylindrique soit verticale; sur le sol, on place une plaque de fer *d*, dont la cavité correspond exactement à cette ouverture cylindrique : à une hauteur de 4 à 6 pouces au-dessus de cette plaque, on met une rondelle de fer *o*, *p*, soutenue par des briques, alors on place l'arbre *n*; on lui lie la chablone *m* au moyen de fourchettes de fer à vis ; enfin, on donne à la rondelle de fer, à l'aide de la chablone, la position qui lui convient.

Cela disposé, on élève sur la rondelle de fer horizontale deux couches cylindriques de briques, dont l'inférieure, qui dépasse l'autre de quelques pouces, forme le bord du piston, tandis que la supérieure au contraire doit former le noyau. On recouvre ces deux couches d'un demi-pouce de terre qu'on fait sécher, qu'on enduit d'argile dans les fentes, et qu'on saupoudre ensuite de cendre : on élève alors sur ce noyau la chemise, qu'on met à l'aide d'une chablone particulière *m*. Le noyau reste ainsi, à son bord supérieur, sur plusieurs pouces de largeur, non

recouvert : ceci sert pour la couronne de bois que doit recevoir le piston. La chemise faite, on la sèche, l'enduit et la saupoudre; alors on passe au manteau, qu'on prépare en deux parties, et dont celle supérieure est terminée par des fers de soutien ayant la forme de grilles. On sèche le manteau, on enlève séparément les deux parties, on enlève la chemise de dessus le noyau, on enlève avec de l'eau la cendre qui recouvre le noyau et le manteau, on noircit ces surfaces; on introduit dans le noyau un modèle en bois pour les bras; on remplit d'argile l'intervalle entre ces modèles et le noyau; on retire ces modèles; enfin, on passe à la coulée.

Moulage d'un cylindre.

Le moulage des gros cylindres se fait par noyau et manteau séparés et sans chemise; le noyau et le manteau sont faits en briques dans des creux percés dans le sol de l'atelier.

Le manteau se prépare dans une cuve cylindrique, enfoncée dans la terre et formée de plusieurs cylindres de fonte, au moyen d'une chablone liée à un arbre vertical, avec lequel elle tourne. On commence par couvrir le sol de cette cuve d'une couche de masse ou terre mélangée; puis on place l'arbre, auquel est lié la chablone. Cet arbre tient, d'une part, à une barre de fer reposant sur la cuve, et, d'autre part, à une plaque de fer avec cavité, qui est sur le sol. La chablone est faite d'une planche de 1 $\frac{1}{2}$ pouce d'épaisseur, et 9 pouces de largeur. Les talons *tt* servent à former les rebords du cylindre, et les ouvertures qu'elle a en bas servent à y engager les modèles, qui forment la couronne du cylindre, et qui doivent pouvoir se délier à volonté.

Enfin, l'extrémité saillante de chacun de ces derniers modèles sert à former, pendant la révolution de la chablone, le soutien de la plaque qui doit recouvrir la couronne. L'arbre et la chablone étant dans la position convenable, on construit par muraillement une partie cylindrique au centre du manteau, laquelle sert à introduire le noyau; on se sert pour cela de la chablone, qui, à cet effet, est coupée à son extrémité inférieure, et sur la profondeur de 1 pied, selon un diamètre de $\frac{1}{8}$ pouce plus grand que celui du noyau. La construction de ce mur circulaire se fait avec des briques ordinaires et de la terre humectée comme mortier. L'intervalle entre la cuve et le mur est rempli ensuite de terre mélangée. On enlève alors l'arbre et la chablone, et on sèche ce mur à l'aide d'un faible feu, qu'on fait dans son intérieur. Cela fait, on recouvre la surface de ce mur circulaire, qui doit former la partie inférieure de la couronne d'une couche épaisse de 1 pouce de terre ordinaire de noyau, et on modèle la forme inférieure de la couronne au moyen du modèle lié à la chablone; on la sèche; on place les noyaux de terre pour les trous taraudés; on les maintient par des briques; puis on recouvre l'emplacement de la couronne d'une plaque de fonte formée de quatre parties, et enduite de terre. Ces plaques reposent de 1 à 2 pouces sur la muraille, et sont soutenues par des clous. A partir de cette plaque, on construit à l'ordinaire le manteau jusqu'à la couronne supérieure, qu'on forme de même que l'inférieure. Entre la chablone et le manteau, on laisse un intervalle de $\frac{1}{2}$ pouce, qu'on remplit de terre après l'entière construc-

tion de la muraille, et l'intervalle entre la cuve et la muraille est rempli de masse, dans laquelle on ménage, au moyen de bâtons de bois, des canaux pour le dégagement de l'humidité. Lorsque le manteau est prêt, on le laisse sécher à l'air, et on le recouvre intérieurement d'une couche de terre de $\frac{1}{2}$ pouce d'épaisseur, qu'on moule exactement à la chablone. La terre dont on se sert ici est un mélange de $\frac{3}{4}$ terre maigre et $\frac{1}{4}$ crottin : alors on sèche le manteau avec des charbons enflammés, qu'on jette dans son intérieur, et un feu extérieur, qu'on fait sur une plaque de fer recouvrant la partie supérieure. On peut se servir aussi, pour ce séchage, d'un foyer qu'on suspend dans le cylindre au moyen d'une grue, et qu'on fait successivement monter et descendre. En général, pour le séchage d'un manteau de 10 pieds de hauteur et $4\frac{1}{2}$ pieds de diamètre, on use en 3 jours 7 à 8 tonnes de houille.

Si le cylindre doit recevoir un col, on y applique la forme aussitôt le séchage du manteau, et dans un espace ouvert de celui-ci. Le même espace est aussi ouvert dans la cuve pour donner de la facilité à l'introduction de cette forme, qui consiste en noyau et manteau. Le noyau est fait en caisse avec de la masse, le manteau, au contraire, est fait sur un modèle et en deux parties séparées.

Le noyau du cylindre se forme d'une manière inverse du manteau, ici c'est le noyau lui-même qui est mobile, tandis que la chablone est fixe. Ce noyau se prépare sur un disque circulaire, à travers lequel passe l'arbre. Ce disque a le diamètre du noyau; il est lié à l'arbre par quatre

étrésillons. La chablone est liée, dans sa partie supérieure, à la tige de fer; au bas, elle est unie par des coins à la plaque du fond. L'éloignement de la chablone à l'axe de l'arbre est de $\frac{1}{4}$ pouce plus grand que le diamètre du noyau; savoir, $\frac{1}{8}$ pouce pour le retrait pendant le séchage, et $\frac{1}{8}$ pour celui qui a lieu pendant le coulage. On construit le noyau avec des briques ordinaires autour de la chablone; on le recouvre de $\frac{1}{2}$ pouce de terre : alors on le sèche avec des charbons enflammés, qu'on jette autour de lui, et qu'on élève à diverses hauteurs avec des ringards; puis enfin on l'enduit et le noircit.

Le noyau étant préparé, on l'introduit dans le manteau à l'aide d'une grue; on place alors la forme du col, dans la partie supérieure de laquelle sont deux trous pour le passage de l'air, les noyaux pour les trous taraudés de la couronne supérieure, et la plaque supérieure, qui recouvre le tout. Cette dernière plaque porte 4 trous, qui correspondent au creux entre le noyau et le manteau, et dont 2 servent pour le coulage, et 2 pour le passage de l'air. Cela fait, on charge la forme, et on coule.

7°. *Allésage des cylindres à Gleiwitz*

Le but qu'on se propose d'atteindre par l'allésage, c'est de rendre la surface intérieure des cylindres coulés creux concentrique en tous points avec l'axe, et de lui donner le plus fin poli possible. Pour y parvenir, on donne au cylindre une position fixe, et on fait faire au foret un mouvement rectiligne, suivant la longueur du cylindre, De l'allésage à Gleiwitz.

et un mouvement rotatoire autour de son axe. On se sert d'ailleurs, à Gleiwitz, de deux dispositions, qui ne diffèrent l'une de l'autre que par la manière dont le mouvement rectiligne est communiqué au foret. Le plus ou moins grand diamètre du cylindre décide du choix de l'une ou l'autre disposition : l'une sert pour les cylindres de 1 pied à 2 pieds 6 pouces de diamètre ; la seconde pour ceux de 2 à 7 pieds de diamètre.

Allésage des gros cylindres.

1°. Allésage des gros cylindres. (Pl. IX.)

Une tige massive et bien calibrée de fer fondu *a* est la partie principale de tout le mécanisme ; elle est munie, à ses deux extrémités, de deux tourillons ronds, par lesquels elle repose sur les piliers *b b'*, qui posent eux-mêmes sur les arbres horizontaux *c c'*, auxquels ils sont assujettis par les mâchoires *d d*. A une de ses extrémités, la tige de fer *a* a encore un tourillon quadrangulaire, qui peut se lier à l'arbre de la roue par le moyen du manchon *g*.

Quand on veut alléser un cylindre, on doit d'abord placer la tige *a* dans une position telle que son axe et celui de l'arbre de la roue soient en ligne droite. Or, la position de *a* dépend des piliers sur lesquels elle porte : c'est donc ceux-ci qu'on doit diriger convenablement. C'est ce qu'on fait sans peine à l'aide du fil-à-plomb, en ayant soin que le point milieu de l'ouverture circulaire de chacun de ces piliers, dans laquelle doit entrer le tourillon, corresponde juste au milieu de l'intervalle des deux bois horizontaux.

Les piliers étant placés et la tige *a* introduite dans leurs ouvertures, on recule un peu l'un

d'eux pour pouvoir toucher à la tige, qu'on soutient d'une autre manière; on y fait glisser dessus le manchon *i*, qui est foré intérieurement d'un diamètre égal à celui de la tige *a*. Ensuite, on unit à ce manchon, par des coins et des vis, l'allésoir *k*, dont la surface est percée de plusieurs fentes pour l'introduction des forets. On introduit sur un tourillon du même manchon, qui est indiqué par les lignes *o*, un joug *n*, qui, par une disposition décrite plus bas, fait mouvoir horizontalement ce manchon. Ce joug est foré intérieurement sur un diamètre un peu plus grand que le tourillon, afin qu'il ne nuise point au mouvement rotatoire du manchon, auquel il doit rester étranger. Ce joug placé, on met devant lui, sur le même tourillon, un anneau de fer forgé, qu'on assujettit avec des vis; le joug, en pressant sur ce dernier, fait suivre le manchon et l'allésoir.

Avant de placer le cylindre sur la tige *a*, on doit marquer sur ses extrémités, par un cercle, combien de fer doit être enlevé. Pour cela, on introduit à frottement une tringle de bois dans ce cylindre, de manière à ce qu'elle coupe à angle droit son axe géométrique; on cherche sur cette tringle le point milieu du cylindre; puis on décrit le cercle, que l'on colore avec de la craie. Cela fait, on repose le cylindre sur deux billots de bois *p p*, que l'on place transversalement sur les bois horizontaux. Ces billots sont coupés en dessus, suivant la surface du cylindre, qui y repose alors plus solidement; on entoure en outre ce dernier, pour empêcher tout recul, de deux chaînes, qui sont fichées dans les bois horizon-

taux, et vissées. La position du cylindre, par rapport à la tige *a*, doit être telle, que les axes des deux se confondent. Pour cela, sur la tige *a*, on fait mouvoir un modèle en bois, taillé comme la ½ surface de cette tige, et portant une tringle égale au rayon du cercle qu'on doit ôter, ou qui est tracé sur le cylindre; on fait mouvoir ce modèle sur la tige *a*, et on voit si la tringle, dans toutes les positions, aboutit au cercle tracé sur le cylindre. Le cylindre est-il trop bas? on l'élève en mettant des coins entre les billots et les bois horizontaux. Penche-t-il trop d'un côté? on le remet au milieu, en avançant les billots et tirant les chaînes du côté opposé, par le moyen des vis. Pour empêcher le cylindre de tourner dans le sens du mouvement de l'allésoir, on met de ce côté deux appuis, qui sont liés à ses deux couronnes.

Les forets qu'on place sur l'allésoir sont de fer; la partie seule qui doit couper est d'acier. Cet acier, ordinairement du meilleur de Styrie, y est soudé. Les deux surfaces de coupement doivent s'assembler sous un angle de 90°, et le foret être un peu arrondi au point d'attaque. L'épaisseur qu'on donne aux forets n'est pas ordinairement de plus de ¾ pouce, parce qu'au-delà ils ne se laisseraient pas convenablement tremper; leur largeur est celle de l'allésoir, communément 4 à 5 pouces; leur longueur est déterminée par la profondeur des fentes, ordinairement 3 pouces. Ces forets sont introduits dans les six fentes de l'allésoir, qui alternent avec six autres plus grandes, dont le but sera expliqué plus bas; ils y sont maintenus par des coins, qu'on met du

côté du mouvement. Lorsque tous ces forets sont enfoncés, on essaie, pour savoir s'ils sont convenablement placés, ou s'ils décrivent tous le même cercle. Pour cela, on tire le manchon devant le cylindre; on le fait tourner, et on voit si ces cercles passent sur celui décrit sur le cylindre.

Quant à la disposition qui doit produire le mouvement horizontal, on lie au joug *n* deux tiges dentées *tt*, par l'assemblage à queue d'aronde; on les place parallèlement à la tige *a*, et dans une même horizontale avec son axe : elles sont plus longues que les tiges *a*, et passent dans le pilier *b*. Ces tiges, tirées de gauche à droite, et liées au joug *n*, obligent celui-ci et l'allésoir à suivre leur mouvement. Ce joug presse en effet sur l'anneau de fer et l'entraîne.

Les roues U U, engrenant avec les tiges *tt*, les font mouvoir. Le mouvement de ces roues U U est occasionné par des roues *xx*, qui sont appliquées au même arbre, et qui portent à leur axe des tiges *yy* chargées d'un poids. Ces tiges sont assemblées à 45° aux roues *xx*, et sont relevées aussitôt qu'elles sont à terre.

Pour empêcher le balancement des tiges dentées *tt*, et les forcer d'engrener toujours avec les roues UU, à la surface supérieure des premières, il y a une roue de friction *z*, et juste au-dessus de la place des roues U U. A leur extrémité, les tiges *tt* sont unies par un arbre, sur lequel sont deux roues BB, qui glissent sur des planches et soutiennent ces tiges.

Pour forcer le manchon et l'allésoir de faire le mouvement de rotation de la tige *a*, on enfonce

un clou de fer forgé, qui est indiqué dans l'élévation par des lignes ponctuées γ, dans une ouverture du manchon qui pénètre jusque dans la tige, et, par ce moyen, le mouvement de rotation de cette dernière est communiqué au manchon sans nuire à leur mouvement rectiligne; car, tandis que celui-ci se meut en ligne horizontale sur la tige *a*, le clou se meut de même dans la fente δ.

Alors, tout est disposé pour l'allésage; on fait aller la roue, qui communique son mouvement de rotation à l'allésoir; et, par suite du mouvement rectiligne imprimé en même temps à cet allésoir, les forets décrivent des hélices.

Pendant l'allésage, on n'a d'autre chose à faire que de graisser les tourillons des roues, de faire écouler la limaille du cylindre, et de relever les tiges *yy* aussitôt qu'elles ont gagné l'horizontale. On doit sur-tout avoir soin de regarder si les forets sont émoussés ou rompus; on le reconnaît aisément en ce que le cylindre vibre par suite de l'inégale action de ceux-ci : alors il se produit, à la surface du cylindre, des creux et des saillies qu'il est bon d'éviter, en introduisant aussitôt de nouveaux forets.

Quoique, dans l'allésage d'un cylindre, on mette à-la-fois plusieurs forets sur l'allésoir; par exemple, de 11 à 16 pour les gros, et 4 pour les petits, et qu'ainsi chacun n'ait qu'une partie de la résistance à vaincre, il n'est cependant pas possible d'empêcher leur émoussement ou leur rupture pendant l'action, et il faut souvent en changer plusieurs fois dans cet intervalle; d'ailleurs, il est impossible de donner aux nouveaux

juste la même position des anciens : de là, des filets dans le cylindre nécessitent un deuxième allésage. Pendant cette dernière opération, on ne laisse pas les forets mordre autant; on ne les incline plus autant, où on élève la partie du coupant qui s'incline, de manière qu'ils attaquent le cylindre à-peu-près sur toute la largeur du coupant, et non sur la moitié, comme dans le premier cas. Ceci, à la vérité, fait vibrer le cylindre; mais on diminue cet effet en introduisant dans les fentes de l'allésoir, qui sont intermédiaires aux forets, des boulons de bois qui, en pressant sur le cylindre, rompent les saccades.

Alors l'allésage du cylindre est terminé, et on le retire de dessus l'attirail, à moins qu'il ne doive être poli, comme cela a lieu pour les cylindres de machine soufflante; dans ce cas, on les recouvre intérieurement d'un mélange d'émeri et d'huile de lin, et on donne encore une fois le mouvement à l'allésoir, sans les forets, mais avec les boulons de bois.

2°. Allésage des petits cylindres. (Pl. X.)

Allésage des petits cylindres.

La disposition pour l'allésage des petits cylindres de 2 $\frac{1}{2}$ pieds à 1 pied de diamètre diffère de celle décrite, seulement par la manière dont le mouvement rectiligne est communiqué à l'allésoir, vu le défaut d'espace dans l'intérieur du cylindre. Il est en effet impossible d'adapter ici deux tiges dentées au manchon pour le faire mouvoir. Voici le moyen dont on se sert :

Une tige creuse *a*, munie d'une fente qui pénètre jusqu'au creux, est unie, à une de ses extrémités, à l'arbre de la roue par un manchon *o*.

A l'autre extrémité, elle est munie d'un tourillon rond, par lequel elle repose sur le pilier *l*, qui est lié aux côtés des arbres horizontaux par des mâchoires. Après que cette tige a été mise, par la disposition convenable du pilier, en situation telle que son axe géométrique et celui de la roue ne fassent qu'une même ligne, on introduit dessus le manchon *f* avec l'allésoir *m*, qui lui est lié par des coins, et vissé à sa couronne *g*; puis on place le cylindre, qu'on fait reposer sur deux billots de bois *nn*, placés eux-mêmes transversalement sur les bois *c c*; on l'entoure des chaînes *pp*, de la même manière que pour les gros cylindres; mais on ne soutient pas ici le cylindre du côté de la poussée des forets, attendu qu'à cause de son petit diamètre il est déjà assez solide pour qu'on n'ait à craindre aucun recul : alors on introduit les forets sur l'allésoir; on les soutient, et on passe au moyen de communiquer le mouvement rectiligne à l'allésoir.

Dans le creux cylindrique de la tige *a*, on introduit une tige massive de fer fondu *i*, et on l'assujettit au manchon par un clou de fer forgé, qui traverse ce manchon, passe par la fente de la tige *a*, et va s'engager dans un trou correspondant de la tige *i*. Par là, non-seulement le mouvement rectiligne, communiqué à la tige *i*, que l'on fait mouvoir dans la tige *a*, entraîne celui du manchon, pendant que le clou se meut dans la rainure de la tige *a*, mais aussi on force ce dernier à faire le mouvement de rotation imprimé à la tige *a*. Le diamètre de la tige *i* est un peu moindre que celui de la tige *a* pour diminuer le frottement, seulement à

l'extrémité par laquelle elle entre dans *a*, elle a un anneau autour d'elle, qui touche à la tige *a*, la rend solide, et la force à avoir le même axe.

Le pilier L est vissé au traîneau courant sur les arbres *cc*, et sert à communiquer le mouvement rectiligne de ce char à la tige *i*, en pressant sur un bouton de celle-ci. Le mouvement est donné au char, comme dans les gros cylindres, par des roues *tt*, qui s'engrènent dans les tiges dentées *uu*, et qui sont mues par des leviers *yy* liés des disques *w*, adaptés au même arbre *x*; seulemment, ici, ce sont les roues qui se meuvent; tandis que là c'étaient les tiges. L'attirail *z*, où repose l'arbre des roues, est vissé au char, en sorte que celui-ci est forcé de faire le mouvement rectiligne des roues, en courant sur les tiges dentées, qui sont solides.

Pendant l'allésage des petits cylindres, il y a les mêmes précautions à prendre que pour les gros cylindres. Pour ceux au-dessous de 20 pouces de diamètre, on emploie des allésoirs tout massifs, sur lesquels on ne fait pas de fentes pour les boulons de bois, parce qu'ils les rapprocheraient trop de celles des forets, et occasionneraient la rupture de la pièce. Au lieu de ces boulons, pour empêcher le vibrement du cylindre pendant le deuxième allésage, on enfonce des coins de bois entre la surface de l'allésoir et celle intérieure du cylindre. Pour de très-petits cylindres, on se dispense même du second allésage, parce que, dans le premier, les forets sont moins attaqués que pour les gros cylindres, et n'ont

souvent pas besoin d'être changés, auquel cas il ne se produit pas de filets saillans.

La vitesse avec laquelle l'allésoir se meut dépend des dimensions du cylindre à alléser et de la qualité de la fonte dont il est formé; elle est donc très-variable. En général, la détermination de cette vitesse se prend d'après les règles suivantes: plus le diamètre du cylindre est grand, moins cette vitesse doit être grande; car la vitesse des forets, la fonte restant la même, doit aussi ne pas varier, que le cylindre soit gros ou petit. Du fer dur oppose aux forets une plus grande résistance que du fer tendre: on doit donc, dans le premier cas, donner une moins grande vitesse aux forets, pour rétablir l'équilibre.

La vitesse rectiligne de l'allésoir doit être proportionnelle à sa vitesse de rotation; cependant elle varie avec l'épaisseur du fer enlevé. Cette épaisseur doit être généralement de $\frac{1}{4}$ pouce; mais on ne peut pas, dans le coulage du cylindre, empêcher qu'il ne faille souvent en enlever plus ou moins de $\frac{1}{4}$ pouce.

La vitesse de rotation dépend du nombre de tours que la roue-matrice fait en un temps donné, et celle longitudinale des poids dont on charge les tiges *yy*.

L'opération de l'allésage exige beaucoup d'adresse et de pratique dans le choix de la vitesse à donner: si cette vitesse est trop grande, les forets sont trop attaqués et aussitôt émoussés; si elle est trop petite, on perd beaucoup de temps. L'allésage des gros cylindres dure souvent plusieurs semaines; celui des petits cylindres, seulement quelques jours.

8°. *De l'affinage au bois et à la houille à Rybnick.*

On a fait, depuis vingt ans, dans tous les lieux où le traitement métallurgique du fer est conduit suivant les règles de l'art, un grand nombre d'essais pour remplacer le bois par quelque autre combustible dans l'affinage de la fonte, ou du moins pour rendre moindre la dépense en charbon de bois. **De l'affinage à Rybnick.**

En Angleterre, on sait que depuis long-temps on affine toute la fonte à la houille. Ce procédé ne s'est pas encore beaucoup propagé, tant parce qu'il est resté long-temps peu connu, que par la moindre qualité qu'on attribue aux fers fabriqués de cette sorte; il est toutefois à désirer que ce travail du fer aux cylindres puisse réussir par-tout où de riches dépôts de houille se trouvent à la proximité des mines de fer.

En Allemagne, où l'on possède assez de bois pour pouvoir fabriquer avec ce combustible tout le fer dont on peut avoir besoin, il est moins urgent d'en venir au procédé anglais, vu d'ailleurs qu'on peut trouver moyen de réduire encore la dépense en charbon de bois dans l'affinage, et que là où la houille se trouve, on peut aussi l'employer dans cette partie de l'affinage, où le remplacement du charbon de bois ne peut nuire en rien à la qualité du fer.

Des raisons purement économiques ont fait conserver, jusqu'en 1810, l'ancien affinage en Allemagne; mais alors, persuadés de l'avantage qu'il y aurait à employer la houille comme aide,

là où on peut s'en procurer à bon marché, et où il n'y a pas d'autre parti à tirer des bois qu'à les employer aux usines, les officiers de mines cherchèrent à introduire une méthode d'affiner avec la houille et le charbon de bois, par laquelle les usines qui peuvent se procurer ces deux combustibles auraient la facilité de faire une épargne de bois ou d'augmenter leur production.

En 1810, la reconstruction nécessaire de l'établissement de Rybnick donna lieu à chercher à augmenter la fabrication annuelle sans augmenter la dépense du charbon de bois. On imagina, pour cela, de fondre la gueuse à la houille dans un four à réverbère, et de l'affiner ensuite à l'ordinaire avec le charbon de bois. Par là, on diminua beaucoup la durée de l'opération, et conséquemment la dépense en charbon de bois. On trouva aussi convenable de forger et étirer le fer, non sous les marteaux, mais entre les cylindres, afin de mieux utiliser l'eau. Dans la première partie de l'opération, ou dans la fusion complète de la gueuse, il se faisait un déchet trop considérable, on se borna à faire rougir la gueuse et à la porter, en cet état, au feu d'affinerie; on hâta encore la fusion, et on diminua toujours la dépense en charbon, quoique beaucoup moins que d'abord. C'est à ce procédé qu'on s'est enfin arrêté; c'est celui qu'on pratique maintenant dans l'usine de Rybnick.

Consistance de l'usine de Rybnick.

Cette usine se compose, ainsi que le représente la Pl. XI, de quatre feux d'affinerie A A'; de deux fourneaux à réverbère FF'; d'une machine soufflante hydraulique, composée de deux

cylindres à air c′, et de deux marteaux à dôme M M′.

Les fourneaux à réverbère qui servent à rougir la fonte ont 11 pieds de longueur de sole, 32 pouces de largeur et 22 pouces de hauteur de voûte. Trois portes de fer servent à introduire la fonte, et un charriot, aussi de fer, à la transporter aux feux d'affinerie.

Ces affineries ont 10 ½ pouces de profondeur de la sole à la tuyère, 30 pouces de longueur de la face du chio à celle de la rustine, et 28 pouces de largeur de la face du vent à celle du contrevent. Les faces de la rustine et du contrevent sont inclinées de 5°; la tuyère est inclinée de 10° à 10 ½ pouces de la rustine, et saille de 3 ½ pouces dans le foyer; la base est de 7 ¼ pouces en arrière de la tuyère.

Les marteaux, du poids de 5 à 5 ½ quintaux, battent de 96 à 100 fois par minute.

Les pistons des cylindres à air c′ sont mis en mouvement par des bielles adaptées aux disques D D′, qui communiquent le mouvement de va-et-vient à deux balanciers, terminés par des secteurs circulaires engrenant avec les tiges dentées des pistons. Ces tiges sont d'ailleurs maintenues dans la verticale par une roue de friction. Les cylindres ont 4 pieds de diamètre et 4 ½ pieds de hauteur; les pistons pleins ont un jeu de 4 pieds; ils font douze ascensions et descensions par minute.

Détail de l'opération.

La gueuse, cassée en morceaux du poids convenable pour un affinage, est chauffée au four à réverbère par deux ouvriers, qui font des postes de 12 heures, et reçoivent 4 ½ liards par

25.

quintal de lopin. En général, cette chauffe use $\frac{2}{5}$ boisseau de houille=0q,6 par quintal de lopin obtenu.

La gueuse, rougie, est portée au feu d'affinerie, où elle se traite, comme nous l'avons vu à Malapane. En général, 5 quintaux de fonte donnent à ces feux 3 $\frac{3}{4}$ quintaux de lopins cinglés et prêts à être passés aux laminoirs en 8 heures de temps; savoir, 3 $\frac{1}{2}$ pour la fusion, et 4 $\frac{1}{2}$ pour l'affinage proprement dit. On retire communément 1 quintal de fer par attachement; il y a à chaque feu cinq ouvriers, qui reçoivent 6 gros par quintal de lopin fourni. Par corbeille de charbon de 64 pieds cubes, ils doivent donner 6 quintaux de lopins.

Les lopins obtenus à Rybnick sont étirés, sous les cylindres, dans une usine séparée, située plus bas, qui contient les laminoirs nécessaires et un four à réverbère pour la chauffe préalable. Ces lopins sont étirés en fer de toute sorte, avec une perte au feu de 10 pour 100, et une dépense en houille de 1 $\frac{4}{5}$ pied cube par quintal.

Avantages de ce mode. Cette méthode d'affinage procure les avantages suivans : la production d'un quintal de lopin bien cinglé n'use que 10 $\frac{2}{3}$ pieds cubes de charbon de bois et 1 pied cube de houille. Le prix des ouvriers, en raison de la grande fabrication, est tombé de 6 à 5 gros par quintal de fer en lopins. En outre, un marteau sert ici à deux feux, et chaque feu livre 75 quintaux et plus de lopins par semaine; en sorte que, moyennement, un marteau prépare par semaine 150 quintaux au moins de lopins. A la vérité, ce procédé exige l'emploi de plusieurs fourneaux et d'un système de lami-

noirs; mais la plus grande fabrication qui a lieu fait plus que compenser, et les frais généraux, réduits, sont toujours beaucoup moindres.

Eu égard à l'économie de bois, cette méthode d'affinage permit de fabriquer, avec 5,400 cordes de bois, au lieu de 13,500 quintaux de fer forgé comme autrefois, 27,000 quintaux de lopins, et de ceux-ci, 24,300 quintaux de fer laminé, avec l'aide de 25,000 boisseaux de houille.

Quoique, par cette méthode, le déchet de fonte, pour les lopins, soit de 25 pour 100, et de celui-ci, pour le fer forgé, de 10 pour 100, total 32,5 pour 100, tandis que, par l'ancien mode, cette perte n'était que de 28,58 pour 100, cette différence est bien compensée par l'épargne en charbon de bois et par la diminution des frais généraux, en raison d'une production presque double.

Enfin, le prix des ouvriers, pendant l'affinage et le laminage, s'élevant juste au même taux que par l'affinage ancien, et le déchet, plus grand en fonte de 3,92 pour 100, étant compensé, ainsi que l'entretien du laminoir, par la diminution des frais généraux, dans la comparaison des frais de fabrication par l'un et l'autre mode, on a seulement à considérer le prix de la houille et du bois.

D'ailleurs, l'avantage du nouveau mode, eu égard aux localités, surpasse encore celui qui est relatif aux consommations. La quantité d'eau disponible à Rybnick ne pouvait suffire autrefois qu'à six feux, qui produisaient au plus, par an, 12,000 quintaux de fer forgé. Aujourd'hui, deux feux n'exigeant qu'un marteau, et quatre

feux qu'un soufflet, deux usines, semblables à celles dont nous avons donné le plan, contiendront deux soufflets, huit affineries, quatre marteaux; un laminoir, qui sera constamment en activité, pourra laminer les lopins produits par ces huit feux, et il ne faudra que sept roues hydrauliques pour produire annuellement, comme nous l'avons dit, 24,300 quintaux de fer étiré; tandis que, pour produire la même quantité de fer forgé par l'ancien mode, il eût fallu quinze feux d'affinerie, qui auraient exigé vingt-six roues.

NOTICE GÉOLOGIQUE

SUR LES ENVIRONS DE SAULNOT (HAUTE-SAÔNE.)

PAR M. THIRRIA, Ingénieur au Corps royal des Mines.

LE village de Saulnot se trouve, dans le département de la Haute-Saône, à 3 myriamètres à l'est de Vesoul, à 5 myriamètres au sud-est de Plombières, et à 6 myriamètres au nord de Besançon.

Les différentes formations (1) qui constituent le sol de ses environs sont, en partant des masses inférieures, et en les suivant dans leur ordre de superposition :

1°. La formation du porphyre de transition avec dépôts de fer oligiste.

2°. La formation du grès rouge;

3°. La formation du grès bigarré;

4°. La formation du calcaire avec dépôts d'argile, de gypse et de houille;

5°. La formation du troisième grès secondaire;

6°. La formation du calcaire à gryphées;

7°. La formation du schiste marno-bitumineux;

---

(1) J'entends par *formation* un *système* de masses minérales qui ont entre elles une connexion telle, qu'on peut les supposer formées dans les mêmes circonstances et par des causes analogues, et par *terrain* une réunion de formations liées entre elles par des rapports de gisement et de composition.

8°. La formation du calcaire oolithique;

9°. La formation des minerais de fer en grains.

Je vais décrire successivement chacune de ces neuf formations, et cette description comprendra le gisement des différentes masses minérales qui les constituent, la nature ainsi que le mode d'aggrégation des molécules dont elles sont composées, et l'association des restes organiques qu'on y trouve enfouis.

Formation du porphyre avec dépôts de fer oligiste.

La formation du porphyre avec dépôts de fer oligiste constitue l'extrémité méridionale du premier chaînon des montagnes des Vosges, chaînon qui se dirige du sud-ouest au nord-est, forme le mont *Salberg* et le ballon de *Roppe*, et se réunit à une des chaînes principales de ces montagnes entre Massevaux et Giromagny (1).

Porphyre.

La roche dominante est un porphyre à pâte feldspathique ou euritique, de couleur rougeâtre, grisâtre ou verdâtre, dans laquelle sont enchassés des cristaux de feldspath blanchâtre ou jaunâtre, et quelques grains de quarz hyalin blanc. Souvent les cristaux passent au feldspath compacte, cessent d'être nettement circonscrits et se fondent dans la pâte qui les enveloppe; quelquefois, ils sont désagrégés, soit naturellement, soit par suite d'une décomposition, et colorés alors en jaune d'ocre par l'oxide de fer. Il

(1) Les montagnes des Vosges paraissent devoir être rangées dans la classe des terrains intermédiaires; car elles sont composées de groupes de formations, qui, en plusieurs points, renferment des madrépores (Framont), des bois fossilisés (Bitschwiller), et des dépôts d'anthracite avec empreintes végétales (Ufholltz, Burbach, Val-d'Ajot).

arrive aussi que la pâte ayant subi la même altération, la roche entière se présente sous la forme d'une masse de kaolin grisâtre, où les contours des cristaux désagrégés se voient encore assez nettement.

A la roche porphyrique est subordonné un eurite, de couleur verdâtre ou rougeâtre, qui est tantôt compacte et tantôt terreux. Dans le premier cas, son tissu est serré et sa cassure conchoïde; dans le second, son tissu est lâche, son grain grossier, et sa cassure plane, mais raboteuse; souvent les variétés terreuses sont tellement imprégnées d'oxide de fer qu'elles ont l'apparence d'une argilolite ferrugineuse.

Gîtes de minerai de fer oligiste.

Les deux roches dont il vient d'être question renferment plusieurs amas ou filons de minerai de fer, dont le plus important se trouve dans la forêt communale de Saulnot, au lieu dit la *Claie-Jean-Sire*, et est exploité pour les hauts-fourneaux du Magny, de Saint-George, de Fallon, d'Audincourt, de Chagny, de Bourguignon, de Montagny et de Belfort. Cet amas ou filon incline de quelques degrés au sud, son épaisseur moyenne est de 3 mètres, et son étendue est inconnue. Le minerai rend au haut-fourneau 40 à 45 pour 100 de fonte; c'est un fer oxidé rouge, dont la cassure est matte, quelquefois terreuse, et souvent parsemée de petits cristaux de fer oligiste spéculaire; il renferme quelques parties manganésifères, d'un aspect noir et terreux, un grand nombre de veines de fer spathique, quelques nids de baryte sulfatée, et des géodes contenant des cristaux de chaux carbonatée nacrée avec des druses d'aragonite en petits cristaux parfaitement limpides.

Porphyre-brèche.

Les gîtes de fer oligiste et les roches qui les renferment sont recouverts par une sorte de porphyre-brèche (*trümmer-porphyr*), qui est un agglomérat de fragmens plus ou moins gros de schiste argileux et de porphyre réunis par un ciment feldspathique.

Les différentes roches de transition de Saulnot sont pénétrées d'une multitude de fissures, qui, se croisant dans différens sens, empêchent d'en distinguer la stratification.

Formation du grès rouge.

Sur la formation de transition repose immédiatement une roche arénacée composée de grains de quarz hyalin blanc plus ou moins arrondis et quelquefois cristallins, qui sont réunis par un ciment argilo-siliceux imprégné d'oxide de fer. Les grains de quarz sont tantôt gros, alors la roche passe au poudingue, et tantôt très-petits, alors la roche prend la texture schisteuse: dans ce dernier cas, elle renferme toujours, particulièrement entre ses feuillets, des paillettes de mica argentin. Dans quelques variétés, les grains de quarz sont tellement rapprochés qu'on ne peut découvrir aucune apparence de ciment, et que la roche paraît être le résultat d'une cristallisation confuse. La couleur la plus ordinaire de ce grès est la rougeâtre; elle devient grisâtre ou jaunâtre quand l'oxide de fer manque dans le ciment, ou est peu abondant; ses bancs ont de 10 à 80 centimètres d'épaisseur, et inclinent régulièrement au sud-est, sous un angle de 10 à 12 degrés.

Le grès dont il s'agit se rattache évidemment à la grande formation du grès rouge, qui forme une bande presque continue sur le revers oriental des Vosges, dans les départemens de la

Haute-Saône, du Haut-Rhin et du Bas-Rhin, et se prolonge jusque dans le pays de Saarbruck. Ce grès, en quelques points de ces trois départemens (Ronchamp, Champagney, Rouge-Goutte, Saint-Hippolyte, le Hury, Erlenbach), recouvre des lambeaux de terrain houiller, avec lequel il est lié non-seulement par une stratification concordante, mais encore par des passages évidens.

Formation du grès bigarré.

En superposition immédiate et concordante, repose sur le grès rouge un grès que je rapporte au grès bigarré, à cause de sa composition et de son alternance avec des couches d'argile. Ce grès, en plusieurs points des départemens de la Haute-Saône et des Vosges, est séparé du grès rouge par un grès particulier, que M. Volta a désigné sous le nom de *grès vosgien*, lequel est caractérisé par une grande dureté, par le peu d'abondance de son ciment, et sur-tout par la présence de gros morceaux arrondis de quarzite, qui en forment souvent un grès-poudingue (1).

Le grès bigarré des environs de Saulnot est une agglomération de petits grains quarzeux réunis par un ciment argilo-siliceux ou marneux, dont les couleurs passent, par nuances variées, du jaune au gris et au rouge, et sont distribuées soit par bandes parallèles et diversement colorées, soit par zônes bigarrées, soit encore par taches plus ou moins foncées; quelques variétés contiennent des paillettes de mica argentin qui leur donnent une structure schisteuse. Ce grès a quelquefois l'apparence du grès rouge, mais il en diffère

(1) Le grès vosgien, qui se lie à-la-fois par des passages sensibles au grès rouge et au grès bigarré, pourrait être considéré, en quelque sorte, comme l'équivalent du *zechstein*.

par la finesse des grains qui le composent, par l'abondance de son ciment, par la présence d'un assez grand nombre de petites plaques d'argile verdâtre qui se trouvent disséminées entre ses feuillets, et presque toujours par son peu de dureté. Dans le pays, on le nomme *grès mollasse*, et on l'exploite pour la bâtisse et pour la construction des chemises des hauts-fourneaux.

L'alternance du grès bigarré avec des couches d'argile et d'argile marneuse peut s'observer à Saulnot même et à Athesaus. L'argile est grisâtre, verdâtre ou un peu noirâtre, et toujours très-schisteuse; elle se charge souvent de sable et de mica, et passe alors au grès schisteux micacé; ses couches ont de 8 à 16 centimètres de puissance. L'argile marneuse est plus ou moins feuilletée, de couleur grisâtre, jaunâtre ou rougeâtre; elle se présente soit en couches, soit sous forme de masses aplaties et lenticulaires.

Les seuls fossiles que j'aie trouvés dans le grès bigarré des environs de Saulnot, sont des pétrifications de coquillages bivalves que je crois appartenir au genre *pectinite*. Je n'y ai pas remarqué d'impressions de *calamites* et de *fougères*, comme dans les grès bigarrés de Luxeuil et de Bruyères, où elles sont très-abondantes.

Le grès bigarré est en général très-distinctement stratifié; ses strates, qui sont presque toujours sous-divisés en feuillets fort minces, ont de 5 à 25 centimètres d'épaisseur, et inclinent assez régulièrement au sud-est sous un angle de 10 degrés.

Formation du calcaire avec argile, houille et gypse.

Les argiles et les marnes argileuses subordonnées au grès bigarré préludent à la formation des calcaires avec argile, gypse et houille, formation

qui paraît devoir être rapportée à celle du *muschelkalk*, à cause de sa position entre le grès bigarré et le troisième grès secondaire.

La formation dont il s'agit est très-complexe; elle se compose de plusieurs variétés de calcaire, d'argiles marneuses, de gypse et de houille. Je vais décrire ces différentes masses dans leur ordre de superposition.

Un calcaire marneux constitue les assises inférieures de la formation; il est jaunâtre, d'un aspect un peu terreux et d'une texture légèrement schisteuse inférieurement; ce calcaire est presque toujours mélangé de sable, et forme alors comme le passage du grès bigarré à la formation du *muschelkalk*. Calcaire marneux.

Au-dessus du calcaire marneux se trouve un calcaire compacte à cassure conchoïde, matte ou luisante, de couleur grisâtre ou jaunâtre, qui est caractérisé par la présence d'un grand nombre d'*entroques* et de *térébratules*. Ce calcaire est en tout semblable à celui qui forme une bande sur le revers occidental des Vosges, et qu'on voit notamment aux environs de Luxeuil, d'Épinal et de Bruyères, au-dessus du grès bigarré. Calcaire à entroques.

Au calcaire à entroques succède le dépôt des argiles marneuses, remarquables par les couleurs variées qu'offrent les différens lits dont elles se composent. Ces couleurs sont le rouge, le jaune, le vert, le bleu, le violet, le brun, le gris et le blanc sale. Ce dépôt, qui correspond à celui que M. Charbaut a décrit, dans son *Mémoire sur la géologie des environs de Lons-le-Saulnier*, sous le nom de *marnes irisées*, se compose de couches alternatives d'argile marneuse et de calcaire marneux. L'argile marneuse est en général feuil- Argiles marneuses irisées.

letée et plus ou moins friable; le calcaire marneux est presque toujours schisteux. On y observe quelques rognons d'un calcaire saccharoïde blanchâtre, qui est le plus souvent celluleux, et dont les cavités sont tapissées de petits cristaux de chaux carbonatée.

Gypse. Le gypse se trouve en couches subordonnées ou en amas dans les argiles marneuses irisées. Lorsqu'il est pur, sa texture est fibreuse, et ses fibres sont droites ou courbes; mais lorsqu'il est mélangé d'argile, son aspect est terreux. Les couleurs les plus ordinaires de ce gypse sont le blanc, le rouge clair, le rosacé et le gris.

Le dépôt gypseux est très-puissant : un sondage qui a été fait, dans ces derniers temps, à Saulnot, sur le monticule situé à l'est de ce village, a été poussé jusqu'à une profondeur de 50 mètres sans en atteindre la limite. Il a traversé successivement :

	Épaisseur.
Calcaire marneux	10 mètres.
Argile marneuse, grisâtre ou verdâtre . .	2
Calcaire marneux alternant avec argile irisée.	5
Argile marneuse avec veines de gypse fibreux blanc.	20
Gypse blanc fibreux mélangé d'un peu d'argile.	13

A Vellechevreux, village situé à 6 kilomètres à l'ouest de Saulnot, le gypse forme des amas dans l'argile marneuse. Ces amas, objets de plusieurs exploitations, sont composés de lits qui se contournent dans des directions parallèles, ou de parties anguleuses dont la disposition est telle qu'on est porté à croire qu'ils ont subi une chute ou un soulèvement.

Houille.

Immédiatement au-dessus du gypse et des argiles irisées, se trouve le dépôt houiller qui a été reconnu, sur une étendue d'environ 60 kilometres carrés, sur les territoires de Vellechevreux, Saulnot, Corcelles, Gemonval, Champey et Fallon, mais qui paraît ne devoir être utilement exploité qu'à Gemonval et à Corcelles, sur une étendue de 15 à 18 kilomètres carrés.

A Gemonval, le dépôt houiller est constitué ainsi qu'il suit :

	Épaisseur.
Argile bitumineuse	4m,00 c.
1re. couche de houille.	0m,32
Argile bitumineuse	1m,62
2e. couche de houille.	1m,00
Argile bitumineuse	0m,19
3e. couche de houille.	0m,15
Argile avec filets de gypse.	2m,00

Ce dépôt incline sous un angle de 45 degrés, d'abord à l'est, puis au sud, après s'être contourné brusquement, perpendiculairement à sa première direction.

A Corcelles, le gîte houiller, prolongement de celui de Gemonval, se compose ainsi qu'il suit :

	Épaisseur.
Agile bitumineuse.	3m,00c.
1re. couche de houille.	0m,13
Argile bitumineuse.	0m,08
2e. couche de houille.	0m,51
Argile bitumineuse.	0m,10
3e. couche de houille.	0m,48
Argile schisteuse avec traces de gypse.	0m,00

Les couches de ce dépôt inclinent régulièrement au sud-sud-est sous un angle de 8 à 10 degrés.

La houille de Gemonval et de Corcelles est bitumineuse, s'enflamme plus facilement que la houille des grès de Rouchamp, mais donne, à poids égal, moins de chaleur qu'elle, à-peu-près dans le rapport de 2 à 3. Elle est aussi plus sulfureuse, à cause de la présence d'une plus grande quantité de pyrite de fer, qui s'y trouve disséminée soit en rognons, soit d'une manière invisible. Sa couleur est le noir grisâtre; sa pesanteur spécifique est de 1,30; sa cassure est ondulée ou plane; ses fragmens sont souvent cuboïdes. D'après l'analyse faite à l'Ecole des mineurs de Saint-Etienne, elle est composée, sur cent parties, de

Coke......	Charbon...	49
	Cendres....	6
Produits volatils.......		45
		100

Le coke est spongieux et brillant; les cendres sont un peu rougeâtres; le liquide provenant de la distillation n'est pas du tout acide, et son odeur est identique avec celle du produit de la distillation des houilles grasses de Saint-Etienne. Le gaz hydrogène carboné qu'on en retire est propre à l'éclairage, et le kilogramme de houille a donné, dans un essai fait à Mulhouse, 20 centimètres cubes de gaz, plus 50 grammes, ou 5 pour 100, de goudron.

Exposée à l'action du feu, cette houille se boursouffle et se colle en exhalant une odeur qui est un peu sulfureuse, mais qui n'est ni âcre ni piquante comme celle produite par la combustion des lignites; elle donne, en brûlant, une flamme un peu purpurine; elle est très-propre au soudage et au forgeage du fer. MM. Blum, maîtres

de forges, l'emploient avec avantage dans leurs usines de Magny, de Saint-George et de Pont-sur-l'Oignon, pour chauffer quatre fours de tôlerie, deux fours de fonderie, une étamerie et plusieurs forges maréchales. Les essais qu'on en a faits à Héricourt et dans les forges d'Audincourt ont été également satisfaisans (1).

L'argile schisteuse, où se trouvent les couches de houille de Gemonval et de Corcelles, est noirâtre ou grisâtre, selon qu'elle est plus ou moins imprégnée de carbone ou de bitume. Elle ne produit pas la moindre effervescence avec l'acide nitrique et sa consistance est assez grande; mais lorsqu'elle a été exposée long-temps à l'air, elle se délite et s'échauffe, par suite de l'oxidation du fer sulfuré qu'elle contient et de la formation des sulfates de fer et d'alumine, à tel point souvent qu'un peu de soufre se volatilise, et se condense ensuite, sous forme de petits mamelons, à la surface des tas de déblais. On pourrait peut-être tirer un parti avantageux des efflorescences Argile houillère.

(1) Le combustible des environs de Saulnot n'est point un lignite. En effet, les lignites, lors même qu'ils ont l'apparence de la meilleure houille, répandent, en brûlant, une odeur piquante et très-fétide, ne sont nullement propres au soudage et au forgeage du fer, font apercevoir à la distillation la structure ligneuse, donnent un acide analogue à l'acide pyroligneux, et renferment soit des parties brunes et fissiles, qui ont, d'une manière évidente, l'aspect du lignite terne, soit du lignite-jayet d'un noir luisant et d'une texture compacte, soit des résines succiniques, qui s'y trouvent en nodules plus ou moins gros. Il doit être rapporté à la variété de houille que M. Voigt a appelée *lettenkohle*, et qui se trouve aussi, à Mattsdatt, dans une formation calcaréo-argileuse appartenant au *muschelkalk*.

de sulfates de fer et d'alumine, en lessivant les déblais, et évaporant les eaux-mères qui proviendraient de cette lixiviation. On obtiendrait ensuite par cristallisation de la couperose, puis de l'alun, au moyen d'une addition de sulfate de potasse.

On trouve dans l'argile houillère beaucoup de très-petites coquilles bivalves, transverses, subtrigones et équivalves, qui ressemblent à des *mactres;* un grand nombre de racines filamenteuses, de rameaux grêles et de tiges frondescentes, se croisant dans tous les sens et changés en lignite fibreux noir, qui peut-être ont appartenu à des *fucus;* enfin quelques empreintes de tiges et de feuilles qui ont de la ressemblance avec celles des fougères *osmonde commune* et *anémie* à feuille d'*andianthe.*

Calcaire lithographique. Le dépôt houiller est recouvert par un calcaire marneux, d'une texture un peu schisteuse et de couleur grisâtre ou jaunâtre, dont les assises inférieures alternent avec des couches peu épaisses d'argile marneuse parfois irisée, dans laquelle existent quelques rognons de silex pyromaque de couleur brune ou blonde. Les assises supérieures de ce calcaire offrent, en quelques points et notamment près de Pont-sur-l'Oignon, un calcaire un peu siliceux, à tissu fin et serré, à cassure lisse et un peu esquilleuse, qui a beaucoup d'analogie avec les calcaires de Pappenheim, près Ratisbonne, employés pour la lithographie, et qui peut-être serait propre au même usage. On trouve dans le calcaire marneux supérieur quelques *peignes* et de petites coquilles bivalves non reconnaissables, qui souvent ont disparu de leur matrice, et ont formé les cavités que l'on re-

marque, en assez grand nombre, dans quelques-unes de ses assises.

Calcaire magnésien.

On voit, à Fallon, à Corcelles et à Gemonval, immédiatement au-dessus du calcaire marneux dont il vient d'être question, un calcaire dont la couleur ordinaire est le gris blanchâtre, qui est tantôt d'un tissu serré, à grains cristallins très-petits, et tantôt d'un tissu lâche ayant l'apparence terreuse. Ce calcaire se dissout, sans aucun résidu, dans l'acide nitrique, et offre souvent, comme certains calcaires magnésiens de l'Angleterre, beaucoup de petites cavités angulaires, presque toujours aplaties et tapissées de petits cristaux de chaux carbonatée. Il se présente en lits très-minces, ou en bancs formés d'un ensemble de masses aplaties qui se recouvrent les unes les autres, et rappellent le calcaire, dit *crapaud*, des environs de Vic. A Corcelles et à Fallon, le calcaire celluleux existe immédiatement sous le troisième grès secondaire, et à Gemonval, où ce grès manque, sous la formation du calcaire à gryphées.

Les différens calcaires de la formation calcaréo-argileuse que je viens de décrire, inclinent assez régulièrement au sud-est, sous un angle de 8 à 10 degrés.

Sources salées.

Dans Saulnot même, existent deux sources salées qui sourdent, dans deux puits de 15 mètres de profondeur, des bancs du calcaire à entroques décrit ci-dessus. L'une de ces sources marque, en toutes saisons, 5 degrés à l'aréomètre de Baumé, et fournit par jour 10,800 litres d'eau ; l'autre, dont le degré de salure est aussi invariable, ne marque que 2 degrés à l'aréomètre, et donne, par jour, 2,800 litres d'eau. Comme chaque degré

de l'aréomètre indique à très-peu-près un centième de sel dissous, et que les pesanteurs spécifiques de l'eau, à 5 et à 2 degrés, sont de 1,0340 et 1,0133, il en résulte que les 15,600 litres d'eau doivent contenir 616 kilogrammes de sel; c'est effectivement ce que produit, en vingt-quatre heures, la saline de Saulnot.

Il est probable que le dépôt salifère auquel les sources de Saulnot doivent leur salure, fait partie de la formation du *muschelkalk*, et qu'il existe soit sous le monticule gypseux voisin de Saulnot, soit sous celui où affleure le gîte houiller de Corcelles (1). Des sondages pourraient y être entrepris avec quelque espoir de succès; ils feraient connaître si le sel gemme se trouve, comme dans le département de la Meurthe, en amas ou bancs continus, susceptibles d'une exploitation avantageuse, ou s'il ne forme, comme dans le Salzbourg, que des veines ou des nids disséminés dans l'argile gypseuse. Dans ce dernier cas, le sel ne serait pas en masses assez considérables et assez pures pour être extrait avec profit; mais on pourrait en tirer un parti avantageux, en lessivant, ainsi que cela se pratique à Hallein dans le Salzbourg, la roche salifère, au moyen d'eaux douces qu'on introduit dans des chambres souterraines, ou bien en faisant, comme dans le duché de Hesse-Darmstadt, plusieurs trous de sonde d'un grand diamètre, qui traverseraient la masse salifère sur toute son épaisseur. On obtiendrait

(1) Les ouvriers qui ont foncé, à Corcelles, un puits de 17 mètres de profondeur dans le gypse, m'ont assuré que quelques parties de l'argile gypseuse inférieure étaient salées.

ainsi des eaux à-peu-près saturées de sel, c'est-à-dire rendant 26 kil. de sel sur 100 kil. d'eau, au lieu d'une eau peu saturée, dont les 100 kil. rendent à peine aujourd'hui $4^{k.}\frac{1}{2}$.

Au reste, à cause de l'invariabilité de la salure des eaux en toutes saisons, et d'après la profondeur assez considérable des travaux faits récemment pour recherches de houille, il est probable que le gîte salifère des environs de Saulnot ne pourra être rencontré qu'à une grande profondeur.

Je ferai remarquer en passant que c'est à la décomposition des pyrites de fer, qui se trouvent dans les argiles marneuses du *muschelkalk* et des formations supérieures, qu'est due l'odeur d'hydrogène sulfuré qu'exhalent plusieurs sources des environs de Saulnot, particulièrement celles de Vellechevreux.

La formation du calcaire, avec argiles, gypse, houille et sources salées, se lie d'une manière sensible à celle du troisième grès secondaire que nous allons décrire. On voit en effet près de Pont-sur-l'Oignon, entre les assises du calcaire marneux supérieur aux argiles irisées du *muschelkalk*, une couche de sable épaisse d'environ 16 centimètres, qui n'est séparée du troisième grès secondaire que par quelques mètres d'un calcaire plus ou moins siliceux, celui dont nous avons déjà parlé, comme paraissant propre à la lithographie.

Formation du 3e. grès secondaire.

A Saulnot et à Gemonval, le troisième grès secondaire manque au-dessus de la formation du *muschelkalk;* mais à Corcelles, à Pont, à Vellechevreux et à Fallon, on le voit en recouvrement immédiat et concordant sur cette formation. Dans

la première localité, à Corcelles, il ne forme qu'un lambeau sur la crête du monticule gypseux qui recèle la houille; à Vellechevreux, les puits et les sondages qui ont été faits pour recherches de houille, l'ont fait reconnaître sur une épaisseur de 7 à 8 mètres; à Pont-sur-l'Oignon, il se montre, en plusieurs points, avec une puissance de 2 à 6 mètres, tantôt au-dessus des marnes irisées et tantôt au-dessus du calcaire qui leur est supérieur; enfin à Fallon, il se montre sur une grande étendue, et forme un escarpement très-élevé, où on le voit superposé au calcaire marneux du *muschelkalk*, en gisement parfaitement concordant.

Ce grès qui, par sa position géologique, doit être rapporté au *quadersandstein*, est en général composé de grains de quarz très-fins, agglutinés par un ciment argilo-siliceux, peu abondant et souvent même presque invisible. Les grains sont presque toujours peu adhérens entre eux, et quelques variétés se réduisent promptement en sable fin lorsqu'elles sont exposées à l'air. Ses couleurs sont le gris, le jaune et le rouge plus ou moins altéré. Il renferme ordinairement quelques paillettes de mica, et sa structure est toujours un peu schisteuse. Ses bancs, qui ont de 5 à 20 centimètres de puissance, inclinent très-régulièrement au sud-est, sous un angle d'environ 10 degrés.

Les débris de corps organisés sont abondans dans le quadersandstein des environs de Saulnot. J'y ai trouvé (Fallon, Pont) des *pectinites* parfaitement caractérisées, des *modioles* très-bien conservés, et quelques petites coquilles bivalves, que je crois être des *mactres*. J'y ai observé aussi un

assez grand nombre de bois pétrifiés, dont tout l'intérieur est occupé par la matière arénacée du grès, et dont l'extérieur, qui est de couleur noire, a une texture ligneuse striée longitudinalement, qui a de la ressemblance avec celle du *palmier-sagou*.

Terrain du calcaire jurassique.

Le terrain du calcaire jurassique, situé entre le troisième grès secondaire et la craie, se fait remarquer en Franche-Comté, et particulièrement aux environs de Saulnot, par le grand développement des différens étages dont il se compose, et par la variété des nombreuses pétrifications qu'il renferme. Je le diviserai en quatre étages ou formations; savoir, la formation du calcaire à gryphées, la formation des schistes marno-bitumineux, la formation du calcaire oolithique et la formation des minerais de fer en grains.

Formation du calcaire à gryphées.

Les assises inférieures de la formation du calcaire à gryphées se composent d'un calcaire marneux, de couleur grisâtre ou jaunâtre, d'un tissu peu serré et d'une cassure plane, mais raboteuse. Ce calcaire empâte fréquemment un grand nombre de débris de coquilles, qui en forment une sorte de *lumachelle* terreuse, et quelques coquilles entières, au nombre desquelles se trouve la gryphée arquée.

Les assises supérieures se composent d'un calcaire bleuâtre, lamellaire, un peu veiné de spath calcaire blanc et renfermant un grand nombre de gryphées arquées. Un fait assez remarquable est que les gryphées, lorsqu'on les frappe avec le marteau, exhalent une odeur fétide très-prononcée, tandis que le calcaire qui les empâte ne donne, par le frottement ou par le choc, aucune odeur désagréable.

Les bancs des deux variétés de calcaire à gryphées alternent avec des couches de marne bleuâtre, schisteuse et très-coquillière ; ils ont de 8 à 32 centimètres de puissance, et les couches marneuses qui leur sont subordonnées ont de 4 à 16 centimètres d'épaisseur. Leur ensemble incline régulièrement au sud-est, sous un angle de 8 degrés.

Les pétrifications que j'ai observées dans cette formation se rapportent à l'espèce *gryphée arquée* et aux genres *plagiostôme*, *ammonite*, *bélemnite*, *térébratule*, *turbo*, *peigne*, *nautile*, *huître*, *trigonie*, *cythérée*, *modiole*, *donace*, *entroque* et *pentacrinite*.

Formation des schistes marno-bitumineux.

Sur la formation du calcaire à gryphées repose, en gisement immédiat et concordant, un dépôt très-puissant de marnes schisteuses. Ces marnes sont grisâtres ou noirâtres; les variétés noires sont souvent tellement tenaces qu'on peut les sous-diviser, comme l'ardoise, en feuillets extrêmement minces ; les variétés grises ont une contexture moins schisteuse et deviennent parfois tout-à-fait terreuses. On y trouve beaucoup de nodules de pyrite de fer et des veines de bitume endurci qui se croisent sur leurs feuillets. Elles alternent avec des bancs d'un calcaire fétide, de couleur jaunâtre, grisâtre ou noirâtre, dont la cassure est très-conchoïde et la pâte parsemée de lamelles spathiques très-brillantes. On y remarque aussi des rognons et des masses lenticulaires de calcaire noir, qui se trouvent irrégulièrement disséminées dans des plans parallèles à la stratification. Elles renferment enfin des masses de calcaire marneux dont les formes sont variables, mais toujours symétriques, par rapport à un petit

tube pyriteux qui semble en former l'axe. Ces espèces de solides de révolution ont quelquefois jusqu'à 50 centimètres de hauteur, et leur tube n'a que quelques millimètres de diamètre. M. Charbaut a observé des masses tout-à-fait semblables dans les marnes inférieures au calcaire oolithique de Lons-le-Saulnier (1).

C'est évidemment au bitume que les marnes schisteuses et le calcaire qu'elles renferment doivent leur couleur noire. Le schiste en est quelquefois tellement imprégné, que, mis au feu, il brûle; ce qui l'a fait prendre, en plusieurs localités, pour un schiste houiller; le calcaire, lorsqu'il est exposé à l'air, devient grisâtre ou jaunâtre, et le départ du bitume s'opère successivement de la surface au centre, de manière qu'en cassant un des rognons ou une des plaques de ce calcaire, on reconnaît que les couches voisines de la surface sont devenues grisâtres ou jaunâtres, tandis que l'intérieur est encore parfaitement noir.

Il existe, à Conflans, dans la partie supérieure des marnes schisteuses, une couche de fer oxidé hydraté oolithique, qui est exploitée pour le fourneau de Varigny. Cette couche, dont l'épaisseur est d'environ un mètre, est remarquable par le grand nombre de pétrifications qu'elle renferme.

Les nombreux fossiles que recèle la formation des schistes marno-bitumineux se rapportent aux genres *bélemnite*, *ammonite*, *nautile*, *peigne*, *turritelle*, *pétoncle*, *arche*, *cardite*, *turbo*, *cythérée*, *gryphée* (*gryphea dilatata*), *donace*, *mactre*

(1) Mémoire sur la Géologie des environs de Lons-le-Saulnier, *Annales des Mines* de 1819, pag. 584.

et *entroque*; les trois premiers genres sont les plus abondans. Ces fossiles sont, en général, très-bien conservés, et ont quelquefois un aspect bronzé, dû à une pellicule de fer sulfuré qui les recouvre.

Formation du calcaire oolithique.

Cette formation, qui constitue le troisième étage du calcaire jurassique, se compose de couches alternantes de calcaire grenu, de calcaire oolithique, de calcaire compacte et de marnes schisteuses.

Calcaire grenu.

Le calcaire grenu est grisâtre, jaunâtre ou rougeâtre; il est formé de petits grains lamellaires, qui paraissent être des fragmens minces d'*entroque* ou de *baculite*, lesquels sont agglutinés par une pâte calcaire plus ou moins abondante. Ce qui fait présumer que les parties lamelleuses sont des pétrifications de petits corps organisés, c'est la présence, à la surface des roches qui ont subi l'action de l'atmosphère, d'une quantité prodigieuse d'*entroques*, de *baculites*, de *pentacrinites*, de *polypiers pierreux* et d'autres fossiles difficiles à reconnaître, pétrifications qui sont toutes tellement petites et si intimement englobées dans la roche, qu'elles ne sont nullement discernables dans les cassures fraîches, où l'on n'aperçoit qu'un petit nombre de fragmens de *peignes*, de *bélemnites*, de *térébratules* et de *gryphées*.

Calcaire oolithique.

Le calcaire oolithique est grisâtre, jaunâtre ou blanchâtre; il est formé de sphéroïdes, dont la grosseur varie depuis celle de la graine du pavot jusqu'à celle d'un pois. Ces sphéroïdes, qui sont, en général, de la même grosseur dans une même couche, sont plus ou moins nombreux, de sorte qu'ils sont tantôt juxta-posés et tantôt espacés de plusieurs millimètres dans une pâte sublamel-

laire, compacte ou crayeuse. Leur cassure, examinée à la loupe, offre des couches concentriques enveloppant un noyau cristallin, qui n'est autre probablement que la pétrification d'un petit corps organisé. Cette pétrification n'ayant dû s'opérer que pendant que la matière calcaire de la roche se déposait et enveloppait chacun des petits corps organisés, en vertu d'une force attractive quelconque, il me paraît probable, et M. Charbaut a déjà émis cette opinion, que les oolithes doivent leur forme, non à une cause mécanique qui les aurait granulées comme de la poudre à canon avant la formation de la pâte, mais bien à une force attractive qui a agi sur les molécules calcaires pendant que la pâte se déposait et se solidifiait.

Souvent le calcaire oolithique a une contexture tellement schisteuse, qu'il se divise en dalles aussi minces que des feuilles de carton ; ces dalles, auxquelles on donne le nom de *laves*, sont employées dans le pays pour carrellemens et pour toitures.

Le calcaire oolithique des assises inférieures a une pâte sublamellaire de couleur rougeâtre ou grisâtre, et des grains pisolithiques généralement très-petits, tandis que le calcaire oolithique des assises supérieures a une pâte crayeuse de couleur blanchâtre et des grains pisolithiques, dont la grosseur atteint quelquefois celle d'un gros pois.

Le calcaire oolithique et le calcaire grenu alternent ensemble sur des hauteurs considérables, mais toujours dans la partie inférieure de la formation ; ils y sont liés entre eux par des passages sensibles, et se fondent souvent l'un dans l'autre d'une manière évidente.

J'ai remarqué en plusieurs points, aux environs de Saulnot, des calcaires oolithiques à pâte un peu grenue, de couleur rougeâtre, jaunâtre ou bleuâtre, qui seraient, je crois, susceptibles d'être polis et de donner des marbres d'un aspect plus agréable que ceux de Fouvent (Haute-Saône), qui proviennent aussi de la formation du calcaire oolithique.

Minerai de fer en roche.

Il existe, à Gourchaton, dans le calcaire oolithique grenu une couche de minerai de fer oolithique d'environ $1^m,25$ de puissance, qui est exploitée pour les fourneaux du Magny et de Saint-George. Ce minerai se compose de grains pisolithiques de fer oxidé hydraté, de la grosseur de la cendrée, qui sont agglutinés par un ciment argilo-calcaire; il rend environ 20 pour 100 de fonte. On y trouve un grand nombre de pétrifications, notamment des *huîtres*, des *bélemnites*, des *nautiles*, des *ammonites*, des *peignes*, des *arches*, des *cardites*, des *trochites*, des *entroques* et des *pentacrinites*. Ces différens fossiles ont, en général, le fer oxidé oolithique pour matière lapidifique, à l'exception des *bélemnites*, qui sont toujours calcaires.

Calcaire compacte.

Le calcaire compacte est de couleur grisâtre ou jaunâtre, d'un grain fin et homogène; d'un tissu serré, d'une cassure conchoïde, et quelquefois d'une structure schisteuse; ses bancs, qui sont peu puissans, alternent avec les assises supérieures du calcaire oolithique; il ne contient aucune pétrification. Ce calcaire est le même que celui qu'on voit aux environs de Montbelliard et de Béfort, en couches puissantes, subordonnées au calcaire oolithique à pâte crayeuse, et dont les

vastes fentes recèlent (Chatenois, Roppe, Chevremont) les riches dépôts de minerais de fer en grains exploités pour les fourneaux de Béfort, de Chatenois et de Massevaux, dépôts qui sont évidemment à-peu-près contemporains de ce calcaire compacte, puisqu'il empâte, dans leur voisinage, un assez grand nombre de grains de fer oxidé hydraté.

Les marnes schisteuses de la formation du calcaire oolithique ont de l'analogie avec celles de l'étage inférieur; elles en diffèrent cependant en ce qu'elles sont moins feuilletées, moins bitumineuses, pas coquillières, non pyriteuses et souvent tellement endurcies, qu'elles passent au calcaire marneux. Elles alternent avec les calcaires oolithique et grenu dans la partie inférieure de la formation, mais ne se montrent pas dans les assises supérieures, où règnent exclusivement le calcaire oolithique à pâte crayeuse et le calcaire compacte. Marnes schisteuses.

Le troisième étage du terrain jurassique est très-distinctement stratifié; ses bancs, qui ont de 16 à 64 centimètres d'épaisseur, inclinent, en général, au sud-est, sous un angle de 10 degrés. Les fossiles que j'y ai observés se rapportent aux genres *bélemnite*, *ammonite*, *huître*, *trochite*, *turbo*, *turritelle*, *peigne*, *arche*, *isocarde*, *solen*, *bucarde*, *cythérée*, *cardite*, *moule*, *vénus*, *oursin*, *entroque*, *pentacrinite*, *madrépore*, *tubipore*, *explanaire*, *alvéolite*, *millépore* et *astroïte*.

Quoique la formation de l'argile avec minerais de fer en grains ne se développe qu'à quelques myriamètres de Saulnot, j'en dirai quelques mots pour compléter ce qui précède, en prévenant toutefois que c'est plutôt par induction géologique Formation des minerais de fer en grains.

que d'après l'observation d'une superposition immédiate, que je regarde comme inférieure à la craie une formation qui, dans tout le département de la Haute-Saône, se trouve entièrement à découvert.

Les minerais sont composés de grains de fer oxidé hydraté, dont la grosseur varie depuis celle du millet jusqu'à celle d'un gros pois. Ces grains sont ou parfaitement sphériques, et offrent alors, dans leurs cassures, des couches concentriques bien distinctes, dont la dureté va en diminuant de l'extérieur au centre, ou bien ils sont d'une forme irrégulière plus ou moins arrondie, et se composent de zônes peu distinctes, qui sont contournées parallèlement à leur surface extérieure. On les trouve disséminés dans une argile ocreuse qui happe à la langue et se divise dans l'eau sans y faire pâte. Ils sont souvent accompagnés de quelques fragmens de quarz, de quelques masses géodiques de fer hydraté et de morceaux, de la grosseur d'une noix, de calcaire marneux à surface corrodée et à cassure raboteuse ou imparfaitement conchoïde, lesquels empâtent presque toujours des grains de minerai.

Ces minerais et l'argile ocreuse qui les accompagne forment des amas plus ou moins étendus dans de l'argile figuline, ou bien ils remplissent les fentes du calcaire oolithique supérieur. L'argile figuline est douce au toucher et de couleur grisâtre ou verdâtre ; elle sert, en plusieurs localités, pour la fabrication de la poterie.

Les gîtes de minerais sont recouverts soit par un banc de marne, soit par une couche de sable argilo-calcaire, soit encore par un ensemble de masses calcaires aplaties, de la grosseur du poing,

qui sont superposées les unes aux autres, comme dans le *crapaud* de Vic, et entremêlées d'argile marneuse.

Les minerais en grains du département de la Haute-Saône sont exploités à ciel ouvert ou par puits peu profonds et galeries irrégulières. Ils alimentent 40 hauts-fourneaux, et rendent, en général, 30 à 36 pour 100 de fonte. On les rend propres à la fusion, en les *débouant* dans des lavoirs à bras, puis en les lavant au clair dans des patouillets, préparation qui fait perdre aux mines en terre $\frac{2}{3}$ à $\frac{9}{10}$ de leur volume, suivant la proportion d'argile ocreuse qui leur est mélangée.

Les fossiles sont assez rares dans cette formation; je n'en ai trouvé que dans les minerais dont les grains sont très-petits, tels que ceux qui proviennent des minières de Fallon, d'Uzelle, de Pussans, d'Autrey et de Maikeroncourt. Ces fossiles appartiennent aux genres *bélemnite*, *ammonite*, *térébratule*, *nautile*, *peigne*, *entroque* et *pentacrinite*; ils ont, pour la plupart, le fer oxidé hydraté pour matière lapidifique, ce qui porte à présumer qu'ils ont été lapidifiés pendant la formation des grains mêmes de minerai. D'ailleurs, comme les fossiles des minerais de fer en roche du calcaire oolithique paraissent aussi avoir été lapidifiés pendant la formation du dépôt ferrugineux, ainsi que nous l'avons remarqué ci-dessus; que les fossiles qui accompagnent les minerais en grains se trouvent tous dans les minerais en roche situés inférieurement; que l'association de ces fossiles est absolument la même que celle existante dans les assises supérieures du calcaire jurassique, et essentiellement différente des types organiques qui caractérisent les for-

mations supérieures; que les minerais de fer en grains ont une structure pisolithique tout-à-fait semblable à celle des minerais oolithiques en roche; enfin que les calcaires supérieurs du terrain jurassique empâtent fréquemment des grains de fer oxidé hydraté, il paraît naturel de conclure que les deux formations des minerais en roche et en grains ont eu lieu, à des époques très-rapprochées, dans des circonstances à-peu-près semblables et par suite de causes analogues, et qu'en conséquence elles appartiennent à un seul et même terrain. Telles sont les considérations qui me portent à regarder comme formant le quatrième étage du calcaire jurassique, le dépôt des minerais de fer en grains de la Franche-Comté, qui a été considéré jusqu'ici comme étant une formation tertiaire ou d'alluvion.

RECHERCHES

Sur le mouvement de l'eau, en ayant égard à la contraction qui a lieu au passage par divers orifices, et à la résistance qui retarde le mouvement le long des parois des vases ;

PAR M. EYTELWEIN.

Mémoires lus, le 8 novembre 1810 et le 17 octobre 1811, à l'Académie de Berlin, et imprimés dans le Recueil de cette Académie, années 1814 et 1815, p. 137 et 178 ;

Traduit de l'allemand (1) par M. LEJEUNE DIRICHLET, en avril 1823.

(Premier Mémoire.)

§ Ier.

Nous ne manquons pas de recherches générales faites sur le mouvement de l'eau d'après certaines suppositions ; nous manquons beaucoup plus d'expériences qui soient assez exactes et assez complètes pour qu'on puisse conclure, par l'accord de l'expérience avec les résultats déduits des principes reconnus, que dans ces recherches on n'a négligé aucune des circonstances nécessaires pour établir une formule généralement applicable. Dans les recherches qui suivent, on considérera un fluide le moins idéal possible, jouissant des propriétés de l'eau, qui ont le plus d'influence sur le mouvement de ce liquide. Nous aurons égard à l'adhérence des molécules de l'eau, tant entre elles qu'avec les parois du vase dans lequel le mouvement a lieu, et, de plus, à la contraction qui se fait au pas-

(1) Ce mémoire a été indiqué par M. Lacroix au traducteur, qui suivait alors les cours de la faculté des sciences, et la traduction a été faite sous les yeux de M. Hachette.

sage dans les rétrécissemens subits d'un vase, la grande influence de ces circonstances sur le mouvement étant assez connue. Ce n'est qu'après avoir trouvé, d'après ces suppositions qui paraissent nécessaires, des résultats généraux sur le mouvement de l'eau, qu'on pourra les comparer avec les expériences connues, pour voir comment et avec quelles modifications on peut appliquer la formule générale à des cas particuliers. Parmi les tentatives récentes qui ont pour objet de faire voir comment les résultats calculés *à priori* pourraient être mis d'accord avec les expériences connues, on doit citer les *Recherches sur la théorie des eaux courantes*, par M. de Prony (Paris, 1804); mais on verra qu'on n'a pas eu égard, dans cette théorie, à la contraction des filets d'eau, et nous montrerons qu'en établissant l'expression générale pour le mouvement, on a négligé un terme essentiel de la formule (1).

§ II.

Supposons que la masse d'eau $B'B'F'F'$ (Pl. XII, *fig.* 1) se meuve dans le vase $A'A'aa$, dont la ligne centrale est ABMEF, et que depuis l'origine du mouvement jusqu'à la fin du temps t, cette masse, sans augmentation ni diminution, soit parvenue de la position $A'A'E'E'$ en $B'B'F'F'$. On suppose également que la vitesse soit constante dans chaque section perpendiculaire à la ligne centrale, et qu'il n'y ait pas de rétrécissement subit qui puisse rompre la continuité du mouvement.

Soit l'aire de la première section $B'B' = W$; son contour P; la vitesse de l'eau, dans cette sec-

(1) Voyez les observations de M. de Prony, *Recueil des Cinq Tables hydrauliques*, septembre 1825, *in*-4°., p. 19.

tion V; la longueur de la ligne centrale.......... S; l'ordonnée DB à l'axe horizontal DPG..........y; les quantités analogues pour la section F'F' qui passe par le point F, sont respectivement ϖ, p, v, s, y', et pour la section M'M', passant par un point quelconque M, respectivement ω, , ψ, σ, y'', l'abscisse correspondante à cette ordonnée y'', étant AP ou x. Les trois sections M'M', F'F', B'B' sont soumises à l'action de trois pressions normales dirigées suivant les tangentes à ligne centrale Mm, Ff, Bb. Nous supposons ces pressions égales à celles de trois colonnes d'eau, dont les hauteurs respectives seraient q'', q', q, et qui auraient pour bases les sections mêmes. Cela posé, l'élément M'M'$m'm'$ $= \omega d\sigma$ et la pression normale de la masse B'B'M'M' contre M'M'$=\gamma\omega q''$, γ désignant le poids d'un pied cube d'eau; la pression normale de la tranche élémentaire M'M'$m'm'$ contre la section $m'm'$ est donc $\gamma\omega dq''$. Du poids $\gamma\omega d\sigma$ de l'élément M'M $m'm'$ naît, dans la direction Mm, une force motrice qui a pour expression

$$\gamma\omega d\sigma \frac{mo}{Mm} = \gamma\omega d\sigma \frac{dy''}{d\sigma} = \gamma\omega dy''.$$

La seule partie de cette force qui produit du mouvement est celle qui n'est employée ni à presser l'eau qui est en avant de la section M'M', ni à vaincre les obstacles du mouvement; mais la pression qui doit être appliquée à l'eau en mouvement en avant de la section M'M' étant $\gamma\omega dq''$, il ne reste, si l'on n'a pas égard aux obstacles, que la force $\gamma\omega dy'' - \gamma\omega dq$. Mais il naît de l'adhérence des molécules de l'eau, tant entre elles qu'avec les parois du vase, une résistance,

puisqu'il faut une certaine force pour séparer les molécules d'eau des parois, ou des molécules qui adhèrent plus à ces parois qu'aux molécules d'eau en mouvement.

Cette résistance est d'autant plus considérable pour une tranche $M'M'm'm'$, que la surface $\varphi d\sigma$ est plus grande. La relation entre la résistance et la vitesse ψ ne pouvant être déterminée que par l'expérience, nous supposerons que la résistance soit une fonction $f(\psi)$ de la vitesse ψ, de manière que la résistance pour la tranche élémentaire sera exprimée par le produit $\gamma\varphi d\sigma f(\psi)$, la quantité $\gamma\varphi d\sigma$ étant le poids de la petite couche de la tranche $M'M'm'm'$ en contact avec les parois.

Pour voir, indépendamment de l'expérience, quelle pourrait être la forme de $f(\psi)$, il faut remarquer que le nombre des molécules qui viennent en contact avec les parois est d'autant plus grand que le mouvement est plus rapide, et que, par conséquent, $f(\psi)$ devra contenir un terme dans lequel ψ est à la première puissance. Non-seulement le nombre des molécules qui doivent être détachées, est d'autant plus grand que la vitesse est plus considérable; mais il faut encore que chaque molécule soit détachée dans un temps plus court si la vitesse augmente. La résistance dépend donc aussi du carré de la vitesse, et $f(\psi)$ devra contenir un terme de ce genre. D'après cela, on peut poser $f(\psi) = B\psi + B'\psi^2$, les constantes B, B' devant être déterminées par des expériences suffisamment exactes. Cette forme de $f(\psi)$, à laquelle nous avons été conduits par des considérations générales, s'accorde très-bien avec les résultats que donnent les expériences

faites par Coulomb, dans la vue de déterminer cette résistance (*Mémoires de l'Institut*, sciences mathémathiques et physiques, tome III. Paris, an IX (1800), pages 246 et 305.) Ce savant a trouvé encore que la force nécessaire pour rompre l'adhérence est sensiblement la même pour des pressions différentes et des corps solides de nature différente : c'est pourquoi ces circonstances seront négligées ici.

Il suit de ce qui précède, que la force librement employée pour faire mouvoir la tranche élémentaire $M'M'm'm' =$

$$\gamma\omega dy'' - \gamma\omega dq'' - \gamma\phi d\sigma\, f(\psi),$$

et par conséquent la force accélératrice

$$= \frac{\gamma\omega dy'' - \gamma\omega dq'' - \gamma\phi d\sigma\, f(\psi)}{\gamma\omega d\sigma} =$$

$$\frac{dy'' - dq''}{d\sigma} - \frac{\phi}{\omega} f(\psi).$$

La vitesse ψ est une fonction du temps t et de l'espace parcouru σ. Si t augmente de dt, σ croîtra de ψdt, parce que la tranche $M'M'm'm'$ parcourt dans le temps dt un espace $Mn = \psi dt$: on a par conséquent, pour la détermination des différentielles partielles de ψ,

$$d\psi = \psi dt \left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) + dt \left(\frac{d\psi}{dt}\right).$$

Désignant par g l'espace parcouru librement par un corps grave dans la première seconde, on trouve pour la force accélératrice due à la tranche élémentaire $M'M'm'm'$,

$$\frac{d\psi}{2gdt} = \frac{\psi}{2g}\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) + \frac{1}{2g}\left(\frac{d\psi}{dt}\right);$$

par conséquent

$$\frac{\psi}{2g}\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right)+\frac{1}{2g}\left(\frac{d\psi}{dt}\right)=\frac{dy''-dq''}{d\sigma}-\frac{\Phi}{\omega}f(\psi)\text{, ou}$$

$$\text{(I)} \ldots\ldots\ 4gdq'' =$$

$$4gdy''-2\psi d\sigma\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right)-2d\sigma\left(\frac{d\psi}{dt}\right)-4g\frac{\Phi d\sigma}{\omega}f(\psi).$$

§ III.

La quantité d'eau qui s'écoule par chacune des sections $M'M'$, $F'F'$ dans des temps égaux étant constante, $\psi\omega = v\varpi$. Donc

$$\psi=\frac{v\varpi}{\omega}\text{: d'où }\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right)=\left(\frac{d\frac{v\varpi}{\omega}}{d\sigma}\right).$$

Si σ change, ω doit changer dans l'expression $\frac{v\varpi}{\omega}$, parce que, pour le même temps, $v\varpi$ reste invariable; par conséquent, dans ce cas,

$$d\frac{v\varpi}{\omega} = -\frac{v\varpi}{\omega^2}d\omega.$$

Donc

$$d\sigma\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right)=-\frac{v\varpi}{\omega^2}d\omega\text{, et enfin }2\psi d\sigma\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right)=$$

$$\frac{2v\varpi}{\omega}\times-\frac{v\varpi}{\omega^2}d\omega=-2v^2\varpi^2\frac{d\omega}{\omega^3}.$$

Si t change, les sections ϖ, ω restant constantes, la vitesse v doit changer; c'est pourquoi

$$d\left(\frac{v\varpi}{\omega}\right)=\frac{\varpi}{\omega}dv\text{ : donc }\left(\frac{d\psi}{dt}\right)=\frac{\varpi}{\omega}\frac{dv}{dt},$$

et l'on obtient par l'équation (I)

$$4gdq'' = 4gdy'' + 2v^2w^2 \frac{d\omega}{\omega^3} - 2w^2 \frac{dv}{dt} \frac{d\sigma}{\omega} -$$

$4g \frac{\varphi d\sigma}{\omega} f(\psi)$, dont l'intégrale est

$$\text{(II)}\quad 4gq'' = 4gy'' - \frac{v^2w^2}{\omega^2} - 2w \frac{dv}{dt}\int\frac{d\sigma}{\omega} -$$

$$4g\int\frac{\varphi d\sigma}{\omega} f\psi + \text{const.}$$

1°. Si $q'' = q$, y'' sera $= y$, $\sigma = s$, $\omega = w$, $\varphi = \text{P}$ et $\psi = \text{V}$, et supposons que dans ce cas on ait

$$\int\frac{d\sigma}{\omega} = \text{N}', \text{ et} \int\frac{\varphi d\sigma}{\omega} f(\psi) = \text{R}'.$$

2°. Soit $q'' = q'$, $y'' = y'$, $\sigma = s$, $\omega = w$, $\varphi = p$ et $\psi = v$, et supposons, dans ce cas,

$$\int\frac{d\sigma}{\omega} = \text{N}'', \text{ et} \int\frac{\varphi\, d\sigma}{\omega} f(\psi) = \text{R}'',$$

l'équation (II) deviendra

$$4gq = 4gy - \frac{v^2w^2}{\text{W}^2} - 2w \frac{dv}{dt}\text{N}' - 4g\text{R}' + \text{C}$$

$$4gq' = 4gy' - v^2 - 2w \frac{dv}{dt}\text{N}'' - 4g\text{R}'' + \text{C},$$

ou

$$4g(q - q' - y + y') = \frac{\text{W}^2 - w^2}{\text{W}^2} v^2 +$$

$$2w \frac{dv}{dt}(\text{N}'' - \text{N}') + 4g(\text{R}'' - \text{R}').$$

Les intégrales N'' et R'' doivent être tellement prises qu'elles s'évanouissent pour $\sigma = 0$, et qu'elles obtiennent leurs valeurs complètes pour $\sigma = \text{ABMF} = s$; quant aux intégrales N' et R',

elles doivent s'évanouir pour $\sigma = 0$, et devenir complètes pour $\sigma = AB = S$. On obtient donc pour $N'' - N'$ et $R'' - R'$ les valeurs complètes de B en F, qu'on trouverait encore en détermi-nant $\int \frac{d\sigma}{\omega}$ et $\int \frac{\varphi d\sigma}{\omega} f(\psi)$, de manière à s'éva-nouir pour $\sigma =$ AB et à être complètes pour σ = ABMF. Dans cette supposition, on a

$$\text{(III)}\ 4g\,(q - q' - y + y') = \frac{W^2 - w^2}{W^2}\,v^2 + 2w\,\frac{dv}{dt}\int\frac{d\sigma}{\omega} + 4g\int\frac{\varphi d\sigma}{\omega} f(\psi),$$

où il faut bien remarquer que les intégrales doi-vent être déterminées de manière qu'elles s'éva-nouissent pour $\sigma =$ AB $=$ S, et qu'elles soient complètes pour $\sigma =$ ABMF $= s$.

§ IV.

Si l'on entend par *moment d'inertie* d'une masse en mouvement le produit de cette masse par le carré de sa vitesse, on aura, pour le mo-ment d'inertie de la tranche élémentaire en M'M', $\psi^2\omega d\sigma$, par conséquent, pour le moment d'iner-tie de la masse totale, $\int \psi^2\omega d\sigma$; de plus, puisque v est la vitesse de la tranche F'F' $= w$, $\frac{\int \psi^2\omega d\sigma}{v^2}$ deviendra la masse réduite d'après la théorie du moment d'inertie à l'aire FF' $= w$. Mais $\psi^2\omega d\sigma = \psi^2\omega^2 \cdot \frac{d\sigma}{\omega}$, et parce que, pour le même temps, $\psi\omega = vw$ est invariable, on obtient

$$\int \psi^2\omega d\sigma = \psi^2\omega^2 \int \frac{d\sigma}{\omega}.$$

Il résulte de (III), en y posant

$$\int \frac{\varphi d\sigma}{\omega} f(\psi) = \mathrm{R}$$

$$\frac{dv}{2gdt} = \frac{q - q' - y + y' - \frac{\mathrm{W}^2 - w^2}{\mathrm{W}^2} \cdot \frac{v^2}{4g} - \mathrm{R}}{w \int \frac{d\sigma}{\omega}} =$$

$$\frac{\gamma w \left[q - q' - y + y' - \frac{\mathrm{W}^2 - w^2}{\mathrm{W}^2} \cdot \frac{v^2}{4g} - \mathrm{R} \right]}{\gamma \frac{v^2 w^2 \int \frac{d\sigma}{\omega}}{v^2}},$$

ou

$$(\mathrm{IV}) \frac{dv}{2gdt} = \frac{\gamma w \left[q - q' - y + y' - \frac{\mathrm{W}^2 - w^2}{\mathrm{W}^2} \cdot \frac{v^2}{4g} \mathrm{R} \right]}{\frac{\mathrm{V} . s \psi^2 \omega d\sigma}{v^2}},$$

ou si l'on pose

$$\frac{dv}{2gdt} = \frac{\mathrm{P}}{\mathrm{M}},$$

$\frac{dv}{2gdt}$ sera la force accélératrice de l'eau, et si on nomme P la force motrice et M la masse en mouvement, on obtient, comme pour les corps solides, la force accélératrice, en divisant la force motrice par la masse. Pour désigner ces expressions d'une manière plus déterminée, que l'on nomme $\frac{\mathrm{W}^2 - w^2}{\mathrm{W}^2} \cdot \frac{v^2}{4g}$ la hauteur de pression qui est nécessaire pour produire la vitesse v dans la dernière tranche F'P'; alors :

1°. La force motrice P sera égale au poids d'une colonne d'eau, dont la base est la section w, et dont on trouve la hauteur en soustrayant

de la somme algébrique de toutes les hauteurs de pression les deux hauteurs dont l'une est nécessaire pour produire la vitesse v, l'autre pour vaincre les obstacles qui s'opposent au mouvement près des parois du vase.

2°. On trouvera la masse M en mouvement, en réduisant toute l'eau en mouvement par la théorie du moment d'inertie à la vitesse v de la section antérieure w. En appliquant convenablement cette proposition, on facilite beaucoup les recherches hydauliques les plus compliquées. On voit encore sans peine qu'on peut appliquer ces considérations à toute autre section que l'antérieure, en faisant les modifications convenables.

§ V.

Si on suppose dans le vase $A'A'M'M'aa$ (*fig.* 1) une affluence constante en $A'A'$, telle que la section en $A'A'$ reste invariable, mais que la section antérieure $F'F'$ se trouve encore en dedans du vase, on aura, en posant la section $A'A' = A$, $W = A$, $y = 0$, et d'après l'équation (III)

$$(V)\ 4g(q - q' + r) = \frac{A^2 - w^2}{A^2}v^2 + 2w\frac{dv}{dt}\int\frac{d\sigma}{\omega} + 4gR.$$

Si l'eau s'écoule par l'ouverture $F'F'$ et si l'affluence est constante, $y' = FG = h$ sera une constante. Aussitôt que le mouvement arrive à l'état de persévérance, la vitesse v, dans la section $F'F'$, est invariable : donc $dv = 0$. Si on pose alors l'aire d'orifice d'écoulement $F'F' = a$, on a aussi $w = a$; par conséquent

$$(VI)\ 4g(q - q' + h) = \frac{A^2 - a^2}{A^2}v^2 + 4gR,$$

et si $q = q'$, ou si les hauteurs correspondantes aux forces qui agissent à l'entrée et à la sortie de l'eau sont égales

$$(\text{VII})\ 4gh = \frac{A^2 - a^2}{A^2} v^2 + 4g\,\text{R}.$$

§ VI.

Supposons que le vase A'A'B'B' (*fig.* 2), qui reste plein jusqu'en A'A' par une affluence constante, ait un rétrécissement subit près de l'ouverture d'écoulement, de manière que l'eau ne s'écoule pas dans toute l'étendue B'B', mais seulement par l'orifice *bb*. Posons la section A'A' $=$ A, l'ouverture $bb = a$, la hauteur de pression CH $= h$ et la vitesse de l'eau qui s'écoule dans la section $bb = c$. Le rétrécissement subit romprait la continuité du mouvement de l'eau, parce que la tranche B'B' devrait passer entièrement dans la tranche *bb*, si dans le mouvement effectif, il n'existait pas dans les angles B',B', de l'eau stagnante, comme on s'en assure facilement par l'expérience : c'est pourquoi on peut admettre que, dans ce cas, la continuité n'est pas rompue ; mais les expériences, qui seront bientôt citées, prouvent que, selon la différence de l'ouverture d'écoulement, la vitesse de l'eau qui passe est diminuée d'une certaine quantité par la contraction du filet d'eau : c'est pourquoi l'équation (VI) donnerait une vitesse trop considérable si elle était employée pour la détermination de la vitesse effective v dans l'ouverture *bb*. Si on posait donc $\mu v = c$, la constante μ, qui serait moindre que l'unité, étant déterminée par l'expérience pour chaque ouverture d'écoule-

ment, l'équation resterait la même, en substituant $\frac{c}{\mu}$ à la place de v. Mais cette substitution entraîne celle de $f\left(\frac{\psi}{\mu}\right)$ à la place de $f(\psi)$ dans R. On a donc généralement, dans les hypothèses précédentes, pour une ouverture d'écoulement quelconque,

$$\text{(VIII)}\quad 4g\,(q-q'+h)=\frac{A^2-a^2}{A^2}\,\frac{c^2}{\mu^2}+4g\mathrm{R},$$

équation dans laquelle

$$\mathrm{R}=\int\frac{\varphi d\sigma}{\omega}\,f\left(\frac{\psi}{\mu}\right).$$

Il suit de là que l'expression générale §IV (équation IV) est encore applicable, si l'on substitue $\frac{v}{\mu}$, $\frac{\varphi}{\mu}$ à la place de v, ψ.

Nous nommerons le nombre μ, qui reste encore à déterminer, le *coefficient de la contraction*, et nous supposerons ici, comme dans toutes les recherches suivantes, que la largeur et la position d'une ouverture d'écoulement comme *bb* soit telle qu'on puisse considérer sans erreur sa distance au-dessous du niveau de l'eau affluente, comme sa hauteur de pression h.

§ VII.

S'il y a dans un même vase F'D'B'B'D'F' (*fig*. 3) plusieurs diaphragmes percés, et si les sections faites dans le sens de ces diaphragmes; savoir, C'C', D'D', E'E', F'F', ont respectivement pour valeurs A, A', A'', A'''; que les ouvertures *bb*, *cc*, *dd*, *ee* $= a, a', a'', a'''$, les vitesses correspon-

dantes $= c, c', c'', c'''$; les coefficiens de contraction en $a, a', a'', a''' = \mu, \mu' \mu'', \mu'''$; les hauteurs de pression sur les ouvertures bb, cc, dd, ee, F'F' $= q, q', q'', q''', q, h^{\text{IV}}$; les hauteurs verticales dans chaque partie du vase, ou BC'' $= -h$, CD'' $= h'$, DE'' $= h''$, EF $= h'''$, et les résistances dans chaque partie du vase R', R'', R''', R^{IV}, on obtiendra, d'après (VIII), en regardant comme un vase isolé la partie F'E'E'F',

$$4g(q^{\text{IV}} - q''' + h''') = \frac{(A''')^2 - (a''')^2}{(A''')^2} \cdot \frac{(c''')^2}{(\mu''')^2} + 4g\,R^{\text{IV}},$$

et pour chacune des suivantes

$$4g(q''' - q'' + h'') = \frac{(A'')^2 - (a'')^2}{(A')^2} \cdot \frac{(c'')^2}{(\mu'')^2} + 4gR'''.$$

$$4g(q'' - q' + h') = \frac{(A')^2 - (a')^2}{(A')^2} \cdot \frac{(c')^2}{(\mu')^2} + 4g\,R''.$$

$$4g(q' - q + h) = \frac{A^2 - a^2}{A^2} \cdot \frac{c^2}{\mu^2} + 4g\,R',$$

à cause de $ac = a'''c'''$, et par conséquent $c''' = \frac{ac}{a'''}$, on obtiendra

$$\frac{(A''')^2 - (a''')^2}{(A''')^2} \frac{(c''')^2}{(\mu''')^2}$$

$$= \frac{1}{(\mu''')^2} \left(\frac{1}{(a''')^2} - \frac{1}{(A''')^2} \right) a^2c^2.$$

$$\frac{(A'')^2 - (a'')^2}{(A'')^3} \frac{(c'')^2}{(\mu'')^2} \ldots$$

$$= \frac{1}{(\mu'')^2} \left(\frac{1}{(a'')^2} - \frac{1}{(A'')^2} \right) a^2c^2,$$

d'où l'on tire, en ajoutant les quatre équations précédentes, et en posant

$$E = \frac{1}{\mu^2 a^2} + \frac{1}{\mu'^2 a'^2} + \frac{1}{\mu''^2 a''^2} + \frac{1}{(\mu''' a''')^2}$$

$$F = \frac{1}{\mu^2 A^2} + \frac{1}{(\mu' A')^2} + \frac{1}{(\mu'' A'')^2} + \frac{1}{(\mu''' A''')^2}$$

$$H = h''' + h'' + h' - h, \text{ et}$$

$$R = R' + R'' + R''' + R^{\text{iv}};$$

$$4g.(q^{\text{iv}} - q + H) = (E - F)\, a^2 c^2 + 4g\, R,$$

ou si les pressions sur les orifices F'F' et bb sont dues à la même hauteur, et si par conséquent $q^{\text{iv}} = q$, on aura, en écrivant h à la place de H,

$$\text{(IX)} \quad 4gh = (E - F)\, a^2 c^2 + 4g\, R.$$

§ VIII.

Si l'on veut faire usage, dans des cas particuliers, de l'expression générale que nous venons de trouver, il faut connaître les coefficiens de contraction μ, μ', μ'' qui entrent dans les expressions ci-dessus de E et F, de même que les constantes de la fonction R, qui dépendent de l'adhérence des molécules d'eau.

Pour la détermination des coefficiens de contraction, il suffira, dans les cas qui se présentent le plus ordinairement, de distinguer les deux cas du mouvement par l'ouverture d'une paroi mince et par un tuyau prismatique très-court, dont la longueur équivaut à-peu-près au triple de la largeur moyenne de l'ouverture. Ce dernier cas a lieu aussi, si l'eau se meut par une ouverture prismatique dans une paroi épaisse.

Bossut (*Traité théorique et expérimental d'hydrodynamique*, nouv. édit., à Paris, l'an 4 (1796), et Joseph-Therèse Michelotti (*Mémoires de l'Académie royale des sciences*, an. 1784-85, IIe. partie, à Turin), ont fait des expériences suffisamment exactes, de manière que tout se réduit ici à en déduire les coefficiens.

Les expériences de Michelotti se distinguent d'une manière très-avantageuse de celles de Bossut, en ce que les hauteurs de pression dans les réservoirs y croissent au-delà de 20 pieds de Paris, et qu'on y trouve des ouvertures si considérables, que l'écoulement pendant une minute était de près de 200 pieds cubes de Paris. Dans toutes ces expériences, les sections des réservoirs prismatiques étaient si considérables par rapport à l'ouverture d'écoulement, que la vitesse dans le réservoir était insensible, et qu'on pouvait regarder par conséquent comme nulle la résistance provenant de l'adhérence que nous avons désignée par R.

On obtient par conséquent, d'après le § VII, $4gh = (E - F)\, a^2c^2$, ou parce qu'ici $E = \frac{1}{\mu^2 a^2}$ et

$$F = \frac{1}{\mu^2 A^2}.$$

$$4gh = \frac{1}{\mu^2}\left(\frac{1}{a^2} - \frac{1}{A^2}\right) a^2c^2 = \frac{\mu^2}{c^2}\left(1 - \frac{a^2}{A^2}\right).$$

Ceci donne pour $\frac{a^2}{A^2} = 0$; $c = 2\mu \sqrt{g}\, \sqrt{h}$,

et si l'on désigne par M la quantité d'eau qui s'écoule pendant une seconde, on aura $M = ac$, par conséquent $M = 2\mu a \sqrt{h}\, \sqrt{g}$, et par cela le coëfficient de contraction

$$\mu = \frac{M}{2a\sqrt{g}\sqrt{h}}.$$

Dans les deux premiers tableaux (1), on a réuni les expériences de Bossut et de Michelotti pour des ouvertures dans des parois minces, et l'on a calculé, dans la dernière colonne verticale, par la formule précédente, la valeur du coefficient μ, en posant $g = 181,176$ pouces de Paris, parce que toutes les dimensions se rapportent à cette mesure.

Si l'on prend une valeur moyenne des différentes valeurs trouvées pour μ, on peut supposer, avec une précision suffisante dans les cas ordinaires, que $\mu = 0,619$, et par conséquent $\mu^2 = 0,38316$. Ces expériences prouvent encore qu'on peut considérer sans erreur sensible μ comme une constante, quoiqu'il soit probable et qu'il soit justifié par les expériences faites par le même observateur, que μ dépend tellement de la hauteur de pression, du contour et de la section de l'ouverture d'écoulement, que, dans des circonstances d'ailleurs égales, μ devient d'autant plus grand, que la section de l'ouverture croît et que son contour et la hauteur de pression décroissent.

Mais cette variabilité est si peu considérable, que nous la négligerons dans nos calculs : aussi manque-t-on d'expériences assez précises et assez nombreuses pour déterminer plus exactement cette dépendance.

Bossut et Michelotti ont également fait des expériences très-estimées sur l'écoulement par de petits ajutages, parmi lesquelles on peut

(1) Voyez les tableaux joints à ce mémoire, p. 458.

compter encore quelques-unes de Venturi. (*Recherches expérimentales sur le principe de la communication latérale.* A Paris, 1797.) (1)

Le troisième tableau contient ces expériences réunies. Il faut remarquer que les ajutages dont se servait Michelotti avaient pour sections des carrés de 3 pouces de côté, et que ceux de Bossut et de Venturi étaient cylindriques. La dernière colonne contient les valeurs de μ; toutes les dimensions se rapportent, comme précédemment, au pouce de Paris.

Ces expériences donnent, comme valeur moyenne de μ, dans de petits ajutages prismatiques, $0{,}8125 = \frac{13}{16}$: donc $\mu^2 = 0{,}660156$; on doit faire ici sur les coefficiens de contraction les mêmes remarques que dans le cas des parois minces.

§ IX.

Supposons qu'au bas du réservoir d'une largeur constante ABCD (*fig.* 4), se trouve un tuyau cylindrique DEF, et que le niveau AB reste constant par une affluence continuelle. Soit la section du réservoir $= A$, son contour $= P$, la hauteur $AE = L$; la section du tuyau $= a$, son contour $= p$, la longueur du tuyau $= l$; la hauteur totale de pression $FG = h$, et la vitesse avec laquelle l'eau s'écoule d'une manière invariable en $F = c$, nous aurons, d'après § VII, parce qu'il n'y a pas de contraction en F, et que par conséquent $\mu = 1$,

$$E = \frac{1}{a^2} + \frac{1}{\mu^2 a^2} \text{ et } F = \frac{1}{a^2} + \frac{1}{\mu^2 A^2},$$

(1) Voyez aussi le *Traité des Machines*, de M. *Hachette*, édition 1819, pages 66-86.

donc $E - F = \frac{1}{\mu^2}\left(\frac{1}{a^2} - \frac{1}{A^2}\right)$,

par conséquent,

$$4gh = \frac{1}{\mu^2}\left(\frac{1}{a^2} - \frac{1}{A^2}\right)a^2c^2 + 4g\,R,$$

$$\text{ou } 4\mu^2 gh = \left(1 - \frac{a^2}{A^2}\right)c^2 + 4\mu^2 g\,R.$$

Soit la résistance près des parois du tuyau DEF $= R'$, près des parois du réservoir, $= R''$, par conséquent $R = R' + R''$. Soit encore C la vitesse de l'eau dans le réservoir, on aura, § II et III, φ et ω étant ici des constantes.

$$\int \frac{\varphi\, d\sigma}{\omega}(BC + B'C^2) = \frac{PL}{A}(BC + B'C^2) = R'', \text{ et}$$

$$\int \frac{\varphi\, d\sigma}{\omega}(Bc + B'c^2) = \frac{pl}{a}(Bc + B'c^2) = R',$$

d'où, parce que $C = \frac{ac}{A}$,

$$R = \frac{pl}{a}(Bc + B'c^2) + \frac{PL}{A}\left(B\,\frac{a}{A}\,c + B'\,\frac{a^2}{A}\,c^2\right),$$

par conséquent,

$$(X)\ 4\mu^2 gh = \left(1 - \frac{a^2}{A}\right)c^2 + 4\mu^2 g\,\frac{pl}{a}(B\,c + B'c^2)$$
$$+ 4\mu^2 g\,\frac{PL}{A}\left(B\,\frac{a}{A}\,c + B'\,\frac{a^2}{A^2}\,c^2\right).$$

On déterminera facilement par cette équation la vitesse c aussitôt que l'on connaîtra les coefficiens B et B'.

Dans un vase très-large, a^2 s'évanouit vis-à-vis

de A^2, et si d'ailleurs le tuyau a une largeur considérable, on peut négliger la résistance qui provient de l'adhérence de l'eau avec les parois du réservoir ABCD : ces suppositions donnent

$$\frac{a^2}{A^2} = 0, \text{ et } R'' = 0;$$

par conséquent

$$4\mu^2 gh = c^2 + 4\mu^2 g \frac{pl}{a} (Bc + B'c^2), \text{ ou}$$

$$\text{(XI)} \frac{a}{pl} \left(h - \frac{c^2}{4\mu^2 g} \right) = Bc + B'c^2 \text{ (1)}.$$

Si l'on pose le diamètre du tuyau cylindrique DEF, $= d$, p sera $= \pi d$ (π étant le nombre 3,14159), et

$$a = \tfrac{1}{4} \pi d^2 : \text{donc } \frac{a}{p} = \tfrac{1}{4} d, \text{ et d'après (XI)}$$

$$\frac{d}{4} \left(h - \frac{c^2}{4\mu^2 g} \right) = Bc + B'c^2.$$

Si les coefficiens B et B' doivent être exprimés en mesure d'un pays quelconque, il faut que l'équation précédente contienne les mêmes dimensions dans tous ses termes. Pour cela, on po-

(1) Appelant v la vitesse du liquide à l'orifice, *fig.* 4, du réservoir, dans le cas où l'on supprimerait le tuyau DEF, le coefficient numérique μ est défini par l'équation $c = \mu v$. Nous supprimons un article du texte relatif à la théorie des eaux courantes de M. Prony, et nous renvoyons aux tables hydrauliques de ce savant, déjà citées.

sera la quantité qui est encore à déterminer $B' = \frac{\beta}{g}$, g étant le nombre qui se rapporte au mouvement des corps graves, et B, β des nombres abstraits. On aura ainsi

$$(\text{XII}) \frac{d}{4l}\left(h - \frac{c}{4\mu^2 g}\right) = Bc + \beta \frac{c^2}{g},$$

μ^2 étant $= 0{,}660156$; g en pouces de Paris $= 181{,}176$ et en pieds de Prusse $= 15\frac{5}{8}$.

D'après cela, on trouvera la vitesse par l'équation suivante, aussitôt que l'on connaîtra les nombres B, β.

$$c = \frac{-l \pm \sqrt{\left[l^2 + \left(\frac{\beta l}{B^2 g} + \frac{d}{16\mu^2 B^2 g}\right) dh\right]}}{2\left(\frac{\beta l}{Bg} + \frac{d}{16\mu^2 Bg}\right)},$$

où l'on ne prendra que la racine positive.

(Deuxième Mémoire.)

§ X.

Pour déterminer les coefficiens inconnus B,B' par des expériences suffisamment exactes, il suffira de réunir les expériences des meilleurs auteurs, Couplet, *Recherches sur le mouvement des eaux*. (*Mém. de l'Acad.* de Paris, année 1732); Bossut, *Traité d'hydrodynamique*, tome II. Paris, 1796; et Dubuat, *Principes d'hydraulique*, t. I, Paris, 1786), parce qu'elles renferment tous les cas que la pratique peut présenter. Des tuyaux d'un à 15 pouces de diamètre, de 10 à 7000 pieds de longueur et des vitesses d'un et demi à

84 pouces, ne laissent rien à désirer à cet égard. On n'a point considéré ce qui se passe dans les tuyaux dont le diamètre est inférieur à un pouce, vu l'incertitude avec laquelle on détermine ces diamètres, d'autant plus qu'on ne les rencontre presque jamais dans la pratique, et que le nombre considérable de cinquante et une expériences contenues dans le quatrième tableau, qui se rapporte au § II, est suffisant pour déterminer les coefficiens avec une exactitude convenable. Ce qui n'est pas du tout indifférent, c'est le mode de cette détermination ; car il est évident que les imperfections inévitables des observations sur le mouvement de l'eau ne permettent pas d'attendre une concordance suffisamment exacte des expériences isolées, et que chaque expérience donnera des valeurs différentes pour les coefficiens B, B'.

On peut faire un grand nombre de suppositions pour déduire de la totalité des expériences des valeurs moyennes pour B, B', et comme il y a deux inconnues à déterminer, il est visible qu'on doit former au moins deux équations par les expériences. Si l'on voulait accorder une préférence à quelques-unes des expériences, on s'en servirait pour la formation des équations, ou si l'on admet que toutes les expériences aient été faites avec le même soin, on peut supposer que la somme algébrique de toutes les déviations doive être zéro, en substituant les dimensions données par les expériences dans l'équation obtenue plus haut, que voici :

$$\frac{d}{4l}\left(h-\frac{c^2}{4\mu^2 g}\right)-B'c-B'c^2=0.$$

On pourrait former plusieurs groupes d'expériences, et poser, pour chaque groupe, la somme algébrique des déviations = o; on peut admettre aussi que la déviation la plus considérable, sans avoir égard au signe, devienne aussi petite que possible, ou, encore, que la somme de toutes les déviations prises positivement doive être un minimum. Les suppositions énoncées en premier lieu donnent ordinairement pour des expériences isolées des déviations considérables; ce qui est moins à craindre, en supposant la plus grande erreur aussi petite que possible. Mais, dans ce cas, les coefficiens inconnus se déterminent principalement par les expériences qui dévient le plus : c'est pourquoi il est plus convenable ici de supposer que la somme de toutes les erreurs prises positivement devienne aussi petite que possible. Ayant fixé ceci comme première condition, on peut encore faire une seconde supposition, et ce qui paraît le plus naturel, c'est de poser la somme algébrique de toutes les déviations = o; mais dans le cas qui nous occupe se présente la circonstance particulière que, dans les expériences qui servent pour la determination de B et B′, les vitesses croissent de 1 ½ jusqu'à 84 pouces, et qu'une déviation absolue d'un demi-pouce n'est pas considérable pour 84 pouces, mais qu'elle est le tiers de 1 ½. Il faut donc plutôt encore que, pour chaque expérience, les déviations de la vitesse calculée ne soient qu'une partie très-petite de la vitesse observée; ce qu'on obtiendra nécessairement, en se servant de préférence, pour la formation des équations principales, des expériences dans lesquelles les vitesses sont petites.

Les deux premières expériences contenues dans le premier tableau, dans lequel les vitesses observées forment une suite croissante, paraissent très-propres à cet objet.

Après avoir fixé les deux suppositions, d'après lesquelles nous devons déterminer B et B′, nous renvoyons, pour la démonstration du procédé qui donne la somme la plus petite possible de toutes les déviations, à la *Mécanique céleste* de M. Laplace, tome II, § 40.

Quant à la seconde supposition, nous ferons les remarques suivantes. Que l'on pose dans la dernière équation précédente

$$\frac{d}{4lç}\left(h - \frac{c^2}{4\mu^2 g}\right) = f,$$

on aura l'équation générale

$$f - \mathrm{B} - \mathrm{B}'c = 0.$$

Qu'on calcule pour toutes ces vitesses c', c'', c''', les valeurs correspondantes f', f'', f''', qui se trouvent dans le quatrième tableau, et soit

$$f' - \mathrm{B} - \mathrm{B}'c' = \delta'$$
$$f'' - \mathrm{B} - \mathrm{B}c'' = \delta''$$
$$f''' - \mathrm{B} - \mathrm{B}c''' = \delta''',$$

. . . .

où δ', δ'' désignent les déviations données par le calcul. Soient c', c'' les deux vitesses les plus petites, on aura, d'après la seconde supposition,

$$\delta' + \delta'' = 0 \text{ : donc } \frac{f' + f''}{2} - \mathrm{B} - \mathrm{B}'\left(\frac{c' + c''}{2}\right) = 0,$$

en posant $\frac{f' + f''}{2} =$ et $\frac{c' + c''}{2} = \mathrm{C}$,

$$\mathrm{F} - \mathrm{B} - \mathrm{B}'\mathrm{C} = 0.$$

En soustrayant cette équation de chacune des précédentes, on trouve

$$f' - F - B'(c' - C) = \delta'$$
$$f'' - F - B'(c'' - C) = \delta''$$
$$f''' - F - B'(c''' - C) = \delta'''.$$
. . . .

Que l'on cherche maintenant les équations $\frac{f' - F}{c' - C}$, $\frac{f'' - F}{c'' - C}$, etc., et qu'on les range dans l'ordre de leur grandeur, en commençant par le positif le plus grand et en finissant par le négatif le plus grand : posons que cette opération donne la série suivante :

$$\frac{M_{,}}{N_{,}}\ ;\quad \frac{M_{,,}}{M_{,,}}\ ;\ \ldots \frac{M_{k}}{N_{k}}\ ;\ \ldots\ldots \frac{M_{n}}{N_{n}}.$$

Que l'on prenne positivement tous les dénominateurs de cette série, et soit

$$N_{,} + N_{,,} + \ldots + N_{k} \ldots + N_{n} = S$$
$$N_{,} + N_{,,} + \ldots + N_{k-1} < \tfrac{1}{2} S$$
$$N_{,} + N_{,,} + \ldots + N_{k-1} + N_{k} > \tfrac{1}{2} S:$$

il faut pour que la somme de toutes ces déviations δ', δ'', prises positivement, devienne un minimum, que

$$B' = \frac{M_k}{N_k} : \text{ d'où l'on trouve}$$

$$B = F - \frac{M_k}{N_k} C.$$

Par les données du quatrième tableau, on a

$$F = 0{,}0000360155, \text{ et } C = 1{,}79985.$$

Si on détermine par là les quotiens

$\frac{f' - F}{c' - C}$, $\frac{f'' - F}{c'' - C}$, . . . et qu'on les range dans l'ordre de leurs grandeurs, on trouve les numéros suivans, par lesquels on désigne les expériences dans ce quatrième tableau.

Numéros 1. 2. 3. 9. 10. 5. 11. 13. 6. 16. 18. 8. 15. 7. 14. 43. 20. 22. 17. 26. 24. 28. 27. 19. 12. 23. 36. 30. 32. 21. 29. 38. 25. 35. 31. 33. 41. 37. 40. 34. 39. 42. 45. 46. 44. 48. 47 50. 49. 51. 4.

La somme de tous les dénominateurs pris positivement est = 1161,989 : donc $\frac{1}{2}$ S = 580,994, et l'on trouve, en ajoutant les dénominateurs jusqu'à la quarante et unième expérience inclusivement, le nombre 562,937 < $\frac{1}{2}$ S; mais en ajoutant encore le dénominateur de la trente-septième expérience, 590,352 > $\frac{1}{2}$ S, donc le quotient correspondant à la trente-septième expérience, ou

$$B' = 0{,}000007588182,$$

et parce que $B = F - B'C'$, on obtient

$$B = 0{,}000022357912.$$

Comme toutes les dimensions du tableau se rapportent au pouce de Paris, on a ici $g =$ 181,176, donc $B'g$, ou $\beta = 0{,}001374787$

$$\frac{\beta}{B} = 61{,}490355$$

$$\frac{\beta}{B^2} = 2750272,9$$

$$\frac{1}{16\mu^2 B} = 4234,4968$$

$$\frac{1}{16\mu^2 B^2} = 189395917.$$

D'après cela, on trouve la vitesse moyenne c de l'eau dans un conduit de tuyau, exprimée en mesure de chaque pays,

$$c = \frac{-l + \sqrt{[l^2 + (2750273\, l + 189395917\, d)\frac{dh}{g}]}}{(122,98 \cdot l + 8469 \cdot d)\frac{1}{g}}.$$

Posant $g = 181,176$, on obtient en pouce de Paris,

$$c = \frac{-l + \sqrt{[l^2 + (15180 \cdot l + 1045370 \cdot d)\, dh]}}{0,6788\, l + 46,74 \cdot d},$$

ou en posant $g = 15\frac{5}{8}$ pieds, on trouve en pieds de Prusse ou du Rhin

$$c = \frac{-l + \sqrt{[l + (176017 \cdot l + 12121336 \cdot d)\, dh]}}{7,87 + 542 \cdot d}.$$

§ XI.

Pour voir d'un coup d'œil avec quelle exactitude on peut déterminer, dans les cas qui se présentent, des vitesses de l'eau dans des conduits de tuyaux par les expressions générales que nous venons de donner, on a mis, dans le tableau quatrième des vitesses données par les expériences, celles que donne le calcul de la formule trouvée pour le pouce de Paris, aux-

quelles on joint encore les différences entre les vitesses observées et celles que donne le calcul; mais comme ceci ne donne pas une indication aussi complète de l'exactitude des valeurs calculées que la connaissance du quotient de la différence par la vitesse observée, on a encore donné ces quotiens dans la dernière colonne.

La signification des abréviations dont on s'est servi dans ce quatrième tableau est celle-ci :

d, diamètre du tuyau,

l, longueur du tuyau,

h, hauteur de pression ou distance de la surface de l'eau dans le réservoir au centre de l'ouverture d'écoulement.

$$f = \frac{d}{4lc}\left(h - \frac{c^2}{4\mu^2 g}\right),$$

c, vitesse d'après l'observation,

$[c]$, vitesse calculée par la formule

$$\frac{-l + \sqrt{(l^2 + (15180.l + 1045370.d)\,dh)}}{0{,}6788.\,l + 46{,}74.\,d}$$

$\delta = c - [c]$.

(*Voyez le quatrième Tableau,* page 461.)

§ XII.

Si on n'exige pas la dernière exactitude, on peut poser sans inconvénient

$$\mathrm{B} = 0\text{, donc } \frac{d}{4l}\left(h - \frac{c^2}{4\mu^2 g}\right) = \mathrm{B}' c^2,$$

$$\text{ou } \frac{d}{4l}\left(\frac{h}{c^2} - \frac{1}{4\mu^2 g}\right) = \mathrm{B}',$$

et il s'agit de calculer pour ce cas la valeur de B'. Si on suppose pour cela que la somme de toutes les déviations prises positivement doive devenir un minimum, on n'a qu'à calculer par le tableau quatrième du § XI toutes les valeurs de

$$\frac{d}{4l}\left(\frac{h}{c^2}-\frac{1}{4\mu^2 g}\right)$$

et à les ranger dans l'ordre de leur grandeur, et la valeur du milieu, c'est-à-dire la 26me., est celle qui correspond au coefficient B'. En exécutant ce calcul, on obtient la série suivante :

Numéros 2. 1. 3. 5. 6. 7. 8. 9. 10. 4. 11. 13. 16. 15. 18. 14. 20. 12. 17. 22. 19. 26. 24. 23. 27. 28. 43. 21. 30. 29. 32. 36. 25. 31. 38. 35. 33. 41. 37. 34. 40. 31. 42. 45. 46. 44. 48. 47. 50. 49. 51.

La valeur du milieu, qui a pour numéro 28, donne

B' = 0,0000096575, donc B'g, ou β,
= 0,001749934; mais on a

$$c = 2\mu\sqrt{g}\sqrt{\frac{hd}{16\mu^2\beta l + d}}.$$

Par conséquent, pour la mesure d'un pays quelconque,

$$c = 1{,}625\sqrt{g}\sqrt{\frac{hd}{0{,}01848 l + d}}, \text{ ou}$$

$$c = 1{,}625\sqrt{g}\sqrt{\frac{54 . hd}{l + 54 d}},$$

ou en pouces de Paris,

$$c = 21{,}87\sqrt{\frac{54 . hd}{l + 54 . d}},$$

ou en pieds de Prusse,

$$c = 6,42 \sqrt{\frac{54\,hd}{l+54d}},$$

§ XIII.

Les expressions générales que nous avons trouvées pour le mouvement de l'eau dans des conduits en tuyaux peuvent être appropriées, par des modifications légères, au mouvement de l'eau dans des canaux découverts par le haut, ou dans des lits de rivière en général, en supposant à ces lits une forme régulière. Supposons que dans le canal d'une largeur constante et ouvert par le haut, B'E' (*fig.* 5), qui a en B' B'' une affluence constante avec une vitesse constante, l'eau en mouvement soit parvenue dans l'état de persévérance tel que B'' M'' E'' représente la surface invariable de l'eau en mouvement, B'M'E' la section du fond du canal, faite dans le sens de la longueur, et BME la ligne centrale de la masse d'eau; les sections B'B'', M'M'', E'E'' sont normales à la ligne centrale dans les points d'intersection B, M, E; on a pris l'horizontale AD pour l'axe des abscises du système de cordonnées rectangulaires. Que l'on pose $AP = x$, $PM = z$, la longueur de la ligne centrale jusqu'à la section indéterminée M'M'', ou $BM = \sigma$; $AB = k$, $DE = k'$; la section $B'B'' = A$, $M'M'' = \omega$, $E'E'' = w$, et le contour des sections du lit de rivière (tellement prises qu'on ne tient compte que des parois du canal, nullement de la surface de l'eau, d'après les conditions du § II), en $B'B'' = P$, en $M'M'' = \varphi$, en $E'E'' = p$; en-

fin la vitesse en B′B″ $= c$, en M′M″ $= \psi$, en E′E″ $= v$.

Supposons que la pression normale sur la section B′B″ corresponde au poids d'une colonne d'eau de la hauteur q, et sur E′E″ et M′M″ au poids d'une colonne des hauteurs respectives q' et q''. Si AP $= x$ croît de l'élément P$p = dx$, PM$= z$ décroîtra de oM$= -dz$, et BM$= \sigma$ croîtra de M$m = d\sigma$. Mais la pression normale de la masse d'eau BM contre M′M″ $= \gamma\omega q''$: par conséquent la pression normale qui naît de la tranche élémentaire M′m' m''M″ contre m' m'' $= \gamma\omega dq''$. Du poids $\gamma\omega d\sigma$ de l'élément M′m' m''M″ naît, dans la direction Mm, une force motrice :

$$\gamma\omega d\sigma \, \frac{\text{M}o}{\text{M}m} = - \gamma\omega d\sigma \, \frac{dz}{d\sigma} = - \gamma\omega dz.$$

La résistance qu'éprouve une tranche d'eau en mouvement sera supposée, comme § II, proportionnelle au contour et à une fonction de la vitesse : alors la résistance éprouvée par la tranche élémentaire M′m' m''M″ $= \gamma\varphi d\sigma f(\psi)$; mais il faut que la pression normale $\gamma\varphi dq''$ soit employée contre $m'm''$, de manière qu'il ne reste que la force motrice,

$$- \gamma\omega dz - \gamma\omega dq'' - \gamma\varphi d\sigma \, f(\psi),$$

d'où naît la force accélératrice,

$$\frac{- \gamma\omega dz - \gamma\omega dq'' - \gamma\omega d\sigma \, f(\psi)}{\gamma\omega d\sigma} =$$

$$- \left(\frac{dz + dq''}{d\sigma}\right) - \frac{\varphi}{\omega} f(\psi).$$

Si pendant le mouvement de B en M, s'est écoulé le temps t, on obtient, comme § II,

$$d\psi = \psi dt \left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) + dt \left(\frac{d\psi}{dt}\right),$$

et par conséquent la force accélératice de la tranche élémentaire M$'m'$ m''M$''$.

$$\frac{d\psi}{2g dt} = \frac{\psi}{2g}\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) + \frac{1}{2g}\left(\frac{d\psi}{dt}\right), \text{ ou}$$

$$\frac{\psi}{2g}\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) + \frac{1}{2g}\left(\frac{d\psi}{dt}\right) = -\left(\frac{dz + dq''}{d\sigma}\right) - \frac{\varphi}{\omega} f(\psi).$$

Par conséquent

$$4g(dq'' + dz) = -2\psi d\sigma\left(\frac{d\psi}{d\sigma}\right) - 2 d\sigma\left(\frac{d\psi}{dt}\right) - 4g \frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi),$$

dont on trouve l'intégrale, comme § III, en y mettant ψ^2 à la place de $\frac{v^2 w^2}{\omega^2}$

$$4g(q'' + z) = -\psi^2 - 2w\frac{dv}{dt}\int\frac{d\sigma}{\omega}$$

$$-4g\int\frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi) + \text{const.},$$

et parce que la vitesse dans la section E$'$E$''$ est invariable ; par conséquent $dv = 0$, on obtient

$$4g(q'' + z) = -\psi^2 - 4g\int\frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi) + \text{const.}$$

Pour $z = k$, on a $q'' = q$, $\psi = c$, et $\int\frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi) = 0$,

par conséquent

$$4g(q + k) = -c^2 + \text{const.},$$

et pour $z = k'$, on a $q'' = q'$, $\psi = v$, et que $\int \frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi)$ devienne $= N$, on a alors

$$4g(q' + k') = - v^2 - 4gN + \text{const.}$$

Par conséquent, en soustrayant cette équation de la précédente pour chasser la constante,

$$4g(q - q' + k - k') = v^2 - c^2 + 4gN.$$

Si le mouvement devient uniforme, les vitesses dans les sections différentes sont égales, et par conséquent celles ci sont elles-mêmes égales, et l'on a $v = c$ et $q = q'$. Si l'on pose alors la hauteur AF $= h$, on trouve $k - k' = h$: donc

$$4gh = 4gN, \text{ ou } N = h.$$

Soit la longueur totale BME $= l$, la vitesse invariable de l'eau dans chaque section $= c$, l'aire de chaque section $= a$, son contour $= p$, et comme, § II, $f\psi = B\psi + B'\psi^2$, B,B' désignant des constantes qui restent à déterminer. Mais N est égal à l'intégrale $\int \frac{\varphi}{\omega} d\sigma f(\psi)$ pour le cas ou φ devient $= p$, $\omega = a$, $\psi = c$ et parce que alors $\int d\sigma = l$, on obtient

$$N = \frac{p}{a} l (Bc + B'c^2), \text{ ou}$$

$$\frac{ah}{pl} = Bc + B'c^2;$$

comme $\frac{h}{l}$ est ici une constante, il faut que, pour le mouvement uniforme, même en ayant égard

aux obstacles du mouvement, le fond du lit de la rivière soit rectiligne.

Pour que l'expression que nous venons de trouver contienne des dimensions de même espèce, et qu'elle soit applicable à la mesure d'un pays quelconque sans des modifications ultérieures, l'on posera $B' = \frac{\beta}{g}$, B étant également une constante encore à déterminer, on aura :

$$\frac{ah}{pl} = Bc + \frac{\beta}{g}c'.$$

Si donc les coefficiens B, β étaient connus, on trouverait la vitesse dans la mesure d'un pays quelconque, ou

$$c = -\frac{gB}{2\beta} + \sqrt{\left[\frac{g}{\beta}\frac{ah}{pl} + \frac{g^2B^2}{4\beta^2}\right]},$$

où il faut bien remarquer que cette expression, ramenée à ce degré de simplicité, n'est applicable que pour les eaux courantes dans des lits découverts, et en supposant que ces lits, les chutes et les profondeurs d'eau restent invariables.

§ XIV.

On a des expériences très-estimées sur le mouvement dans les lits de rivière, de MM. Dubuat (*Principes d'hydraulique*, t. I, p. 76 et 77); Brunings (*Architecture hydraulique générale de Wiebeking*, t. I, p. 344 et 388); Wattmann (*Mémoires sur l'art de construire les canaux*, p. 279); Funck (*Sur l'architecture hydraulique générale*, p. 97 et 100).

Elles sont d'autant plus propres à déterminer les coefficiens B et β, qu'elles sont faites dans des

circonstances très-variées, de manière à présenter des vitesses de $\frac{2}{5}$ jusqu'à 7 $\frac{1}{2}$ pieds et des sections transversales qui croissent de $\frac{1}{6}$ jusqu'à 19135 pieds carrés (1). Les expériences de Dubuat ont été faites sur le canal du Jard et sur la rivière la Hayne; celles de Brunings, dans le Rhin, le Waal et l'Issel; celles de Wattmann, dans des canaux de desséchement près Cuxhaven et Ritzebuttel, et celles de Funck, dans le Weser, principauté de Minden. Les expériences de M. Funck (p. 100, livre cité), pour lesquelles l'eau ne se mouvait pas uniformément pendant leur durée, de même que celles qui déviaient trop du résultat moyen, pouvaient être omises sans inconvénient, parce que le nombre des autres est très-considérable. Dans le cinquième tableau (p. 463-465), on trouve trente-six expériences de Dubuat, seize de Brunings, quatre de Wattmann et trente-cinq de Funck; en total, le nombre considérable de 91 expériences, tellement arrangées que les vitesses observées forment une série croissante. Les lettres dont on s'est servi pour abréger ont la signification suivante :

a, la section transversale du lit;

p, son contour ;

l, longueur du lit, à laquelle correspond une pente $= h$;

$\frac{h}{l}$, la pente du lit, parallèle à la surface de l'eau, sous l'unité de longueur; c, la vitesse observée.

Il faut remarquer encore que pour faciliter les vérifications qu'on pourrait vouloir faire, les dimensions n'ont pas été changées dans le cin-

(1) La section n°. 62 du cinquième tableau, p. 463, est de 26422 pieds carrés.

quième tableau; les expériences de Dubuat se rapportent donc au pouce de Paris, celles de Brunings et de Funck au pied du Rhin, et celles de Wattmann au pied de Hambourg.

Dans le sixième tableau, p. 466, on a ramené toutes les dimensions au pied du Rhin, ou de Prusse.

Pour déterminer les coefficiens ; B,B' dans l'équation $\frac{ah}{plc} = B + Bc$, on peut employer le procédé exposé § X, en posant $\frac{ah}{plc} = f$, ce qui donne l'équation générale

$$f - B - B'c = o.$$

Les valeurs de f, données par chaque expérience, sont contenues dans la dernière colonne du cinquième tableau, sur quoi on peut remarquer qu'elles sont indépendantes de l'unité de mesure, l'expression de f contenant un même nombre de dimensions dans son numérateur et dans son dénominateur. L'on choisira pour la formation de la première équation particulière

$$F - B - B'c' = o.$$

Par des motifs semblables à ceux du § X, les dix premières expériences du tableau second, et l'on trouvera

$$F = 0{,}000106956 \text{ et } C = 0{,}7207.$$

Faisant le calcul des quotiens $\frac{f'-F}{c'-C}$,

et les rangeant dans l'ordre de grandeur, on obtiendra cette série :

Numéros 14. 28. 6. 49. 10. 51. 23. 57. 36. 44.

71. 76. 58. 53. 24. 26. 45. 3. 63. 1. 68. 47. 29. 27. 82. 9. 48. 84. 74. 85. 83. 64. 12. 90. 88. 72. 8. 67. 62. 61. 59. 43. 56. 54. 86. 81. 80. 65. 79. 89. 50. 91. 87. 70. 30. 75. 4. 73. 78. 32. 40. 2. 66. 35. 77. 38. 37. 19. 52. 69. 39. 41. 42. 51. 55. 33. 18. 13. 34. 60. 21. 46. 25. 16. 17. 7. 20. 22. 11. 15. 5.

La somme de tous les dénominateurs $=$ 237,6246, donc $\frac{1}{2}$ S $=$ 118,8123, et l'on trouve, en ajoutant les dénominateurs jusqu'à la cinquante-sixième expérience inclusivement, le nombre 117,4656 $< \frac{1}{2}$ S, et en ajoutant encore celui de la cinquante-quatrième 120,6002 $> \frac{1}{2}$ S; donc le quotient correspondant à la cinquante-quatrième expérience $=$ B', ou

$$B' = 0{,}000114736818.$$

On a de plus $B = F - B'C$; par conséquent

$$B = 0{,}000024265181,$$

et toutes les dimensions se rapportant au pied du Rhin, qui contient 139,13 lignes de Paris, on a $g = 15\frac{5}{8}$; donc $B'g$, ou

$$\beta = 0{,}001792763$$

$$\frac{1}{\beta} = 557{,}7984$$

$$\frac{B}{2\beta} = 0{,}006767532$$

$$\frac{B^2}{4\beta^2} = 0{,}0000457995.$$

La vitesse moyenne de l'eau dans la mesure d'un pays quelconque est donc

$$c = -0,0067675 \cdot g + \dots\dots\dots$$
$$+ \sqrt{\left(557,798\, g \frac{ah}{pl} + 0,0000458\, g^2\right)}.$$

Pour $g = 181,176$, on obtient en pouces de Paris :

$$c = -1,2261 + \sqrt{\left(101059,7 \frac{ah}{pl} + 1,503356\right)}$$

prenant le pied de Paris (325 millimètres) pour l'unité linéaire,

$$c = -0,1022 + \sqrt{\left[(8421,5784) \frac{ah}{pl} + 0,0104\right]},$$

et en posant $g = 15\frac{5}{8}$, on obtient en pieds du Rhin,

$$c = -0,1057 + \sqrt{\left(8715,6 \frac{ah}{pl} + 0,01118\right)}.$$

§ XV.

C'est d'après cette dernière formule qu'on a calculé dans le sixième tableau les valeurs de $[c]$. On y trouve encore deux colonnes renfermant les quantités $c - [c]$ et $\frac{c - [c]}{c}$. En l'examinant, on sera frappé de la concordance des expériences faites par tant d'observateurs et dans des circonstances si variées, avec les résultats que donne la formule déduite de la théorie.

§ XVI.

Si on ne demande pas la dernière exactitude, on peut, comme § XII, poser B = 0; on a alors

$$\frac{ak}{pl} = B'c^2 \text{ ou } \frac{ak}{plc^2} = B'.$$

Si l'on calcule pour chaque expérience la valeur de $\frac{ak}{plc^2}$, et qu'on range ces quantités dans l'ordre de leur grandeur, la valeur du milieu correspondra à la cinquante-quatrième expérience. On obtient par conséquent

$$B' = 0{,}00012103089$$
$$\frac{1}{B'} = 8262{,}3519$$
$$\sqrt{\frac{1}{B'}} = 90{,}8975;$$

on a de plus $B' = \frac{\beta}{g}$: par conséquent, toutes les dimensions se rapportent au pied du Rhin, $g = 15\frac{5}{8}$,

$$\frac{1}{\beta} = 5{,}81744 \text{ et } \sqrt{\frac{1}{\beta}} = 2{,}41194;$$

mais on a généralement

$c = \sqrt{\frac{ak}{B'pl}} = \sqrt{\frac{gak}{\beta pl}}$, on trouve par conséquent, dans la mesure d'un pays quelconque, la vitesse

$$c = 2{,}412\sqrt{g}\sqrt{\frac{ak}{pl}},$$

ou pour le pied du Rhin,

$$c = 90{,}8975\sqrt{\frac{ah}{pl}},$$

ou d'une manière suffisamment approchée,

$$c = 90{,}9\sqrt{\frac{ah}{pl}}.$$

Addition aux mémoires précédens de M. Eytelwein;

Par M. HACHETTE.

Le Bulletin de la Société philomatique, année 1823, contient l'analyse que j'avais faite d'un Mémoire de M. Bidone sur le remous et sur la propagation des ondes. Ce Mémoire, lu à l'Académie de Turin, le 12 décembre 1819, a été publié dans le recueil de cette académie, tome 25, année 1820, pages 21 - 112.

M. Bidone a dû considérer, dans ses expériences sur le remous, tous les élémens qui déterminent le mouvement de l'eau dans un canal de figure et de pente données, dont le courant est parvenu à un état permanent. On trouvera à la suite des six tableaux de M. Eytelwein un septième tableau des expériences du savant M. Bidone, qui montrera l'accord presque parfait entre les résultats de ces expériences et ceux calculés par la formule suivante de M. Eytelwein, qui se trouve page 453;

$$c = -0{,}1022 + \sqrt{(8421{,}5784)\frac{ah}{pl} + 0{,}0104};$$

La plus grande différence entre la vitesse calculée et la vitesse observée n'est pas d'un 80[e]. de cette dernière.

Dans les expériences de M. Bidone, la pente $\frac{h}{l}$ n'a pas varié ; on avait, d'après le profil du fond du canal, auquel la surface du courant était parallèle, $h=4$ pouces 2 lignes $\frac{5}{12}$; $l=18$ pieds ; et $\frac{h}{l}=0{,}019451$. La largeur du canal, où la distance des parois verticales et perpendiculaires au fond du canal, était d'un pied.

La lettre suivante que M. Bidone m'a fait l'honneur de m'écrire, le 13 août 1823, confirme l'accord de la théorie de M. Eytelwein et des meilleures observations sur le cours des grandes rivières.

Extrait d'une lettre de M. Bidone, professeur à l'Université de Turin, adressée à M. Hachette. — Turin, 13 *août* 1823.

Vous m'écrivez que vous et M. Lacroix avez fait traduire le Mémoire de M. Eytelwein, qui a pour titre (en allemand) *Recherches sur le mouvement de l'eau*, etc., imprimé dans le tome de l'Académie de Berlin, année 1814-15. Vous faites une chose vraiment utile et importante pour les progrès de l'hydraulique théorique et pratique. Vous saurez sans doute que M. Eytelwein, dans le tome de la même Académie, année 1818-19 (imprimé en 1820), a donné la continuation de ses *recherches*, etc. ; mais je vais vous dire ce que peut-être vous ne saurez pas à cet égard, par la difficulté des communications : c'est que lors-

que j'ai eu connaissance du Mémoire de M. Eytelwein, je l'ai traduit pour mon usage particulier et j'en ai écrit à M. Venturoli, professeur d'hydraulique à Bologne, mais qui maintenant demeure à Rome, en qualité de président de l'Ecole des ponts et chaussées. Celui-ci m'a prié de lui envoyer ma traduction, et c'est ce que j'ai fait très-volontiers. Il a trouvé la formule de M. Eytelwein si bien d'accord avec le très-grand nombre d'expériences que M. Eytelwein même rapporte, que le même M. Venturoli en a fait un extrait en italien, et il l'a publié l'année passée dans un petit ouvrage très-intéressant, qui a pour titre, *Ricerche geometriche ed idrometriche fatte nella scuola degli ingegneri pontifici d'acque e strade l'anno* 1821, *Milano* 1822, *per Paolo-Emilio Giuffi*. Dans l'extrait publié par M. Venturoli dans l'ouvrage que je viens de citer, on y a ajouté, entre autres, des expériences très en grand faites en Italie sur le cours de l'eau dans les fleuves, tels que dans le Pô près de Ferrare et dans le Tibre près de Rome. La section du Pô était, au moment des expériences, de plus de 3700 mètres carrés. Ces expériences se trouvent d'accord avec la formule de M. Eytelwein, etc. . . . .

. . . .

(*Voyez le septième Tableau*, page 468.)

Ier. TABLEAU (§ VIII, page 432).

Unité linéaire, le pouce de Paris = 27 millimètres.

Expériences sur les écoulemens par des orifices rectangulaires dans de minces parois.

OBSERVATEURS.	Nos.	Orifices d'écoulement.			Hauteur de pression.	Quantité d'eau écoulée en 1″.	Coefficiens de contraction.
		Longueur.	Largeur.	Aires.			
		pouces	pouces	pouces carrés.	pouces.	pouces. cubes.	μ
Bossut...........	1	1,000	0,250	0,2500	140,833	48,833	0,61138
Michelotti........	2	1,000	1,000	1,0000	140,833	149,320	0,60792
Bossut...........	3	1,000	1,000	1,0000	183,250	196,950	0,61517
Michelotti........	4	1,000	1,000	1,0000	140,643	193,857	0,60722
Id.............	5	1,000	1,000	1,0000	252,250	259,590	0,60715
Id.............	6	2,000	2,000	4,0000	82,754	590,608	0,60293
Id.............	7	2,000	2,000	4,0000	82,905	591,145	0,60293
Bossut...........	8	2,000	2,000	4,0000	140,833	789,350	0,61770
Michelotti........	9	2,000	2,000	4,0000	140,985	770,044	0,60226
Id.............	10	2,000	2,000	4,0000	141,350	771,059	0,60227
Id.............	11	2,000	2,000	4,0000	250,025	1025,460	0,60226
Id.............	12	2,000	2,000	4,0000	250,950	1027,350	0,60226
Id.............	13	3,017	3,017	9,1007	82,250	1368,930	0,61625
Id.............	14	3,017	3,017	9,007	83,333	1377,680	0,61601
Id.............	15	3,002	3,002	9,0104	140,832	1781,800	0,61899
Id.............	16	3,002	3,002	9,0104	141,466	1785,810	0,61913
Id.............	17	3,004	3,004	9,0220	249,796	2365,030	0,61862
Id.............	18	3,004	3,004	9,0220	251,770	2374,550	0,61616

IIe. TABLEAU (page 432).

Expériences avec des ouvertures circulaires dans des parois minces.

OBSERVATEURS.	N^os.	Diamètr. de l'ouverture.	Aire de l'ouverture.	Hauteur de pression.	Quantité d'eau qui s'écoule dans 1″.	Coefficiens de contraction.
		pouces.	pouces carrés.	pouces.	pouces cubes.	μ
Bossut	19	0,500	0,1963	48,000	22,550	0,62451
Id.	20	0,500	0,1963	108,000	33,633	0,62097
Id.	21	0,500	0,1963	140,833	38,517	0,62275
Id.	22	1,000	0,7854	48,000	90,600	0,61850
Michelotti	23	1,000	0,7854	81,250	117,546	0,61677
Id.	24	1,000	0,7854	82,420	118,767	0,61874
Bossut	25	1,000	0,7854	108,000	135,583	0,61705
Id.	26	1,000	0,7854	140,833	154,683	0,61648
Michelotti	27	2,002	3,1485	81,151	463,613	0,60719
Id.	28	2,002	3,1485	82,887	469,250	0,60810
Bossut	29	2,000	3,1416	140,833	620,050	0,61779
Michelotti	30	3,001	7,0732	82,732	1060,796	0,61249
Id.	31	3,001	7,0732	140,875	1382,078	0,61153
Id.	32	3,001	7,0732	249,855	1795,927	0,59669
Id.	33	6,000	28,2743	77,500	4152,000	0,61963
Id.	34	6,000	28,2743	78,005	4165,000	0,61956
Id.	35	6,000	28,2743	135,000	5471,744	0,61842
Id.	36	6,000	28,2743	135,250	5476,555	0,61868

IIIe. TABLEAU (page 433).

Unité linéaire, le pouce de Paris = 27 millimètres.

OBSERVATEURS.	Nos.	Diamètr. du tuyau.	Long. du tuyau.	Aire de la section du tuyau.	Hauteur de pression.	Quantité d'eau qui s'écoule dans 1".	Coefficiens de contraction.
		pouces.	pouces.	pouces carrés.	pouces.	pouces cubes.	μ
Bossut...........	1	0,500	2,00	0,1963	24,000	20,367	0,78672
Id..............	2	0,500	2,00	0,1963	46,000	28,150	0,78541
Id..............	3	0,833	2,00	0,5454	24,000	56,700	0,78828
Id..............	4	0,833	2,00	0,5454	46,000	78,383	0,78713
Id..............	5	1,000	1,50	0,7854	140,833	202,800	0,80825
Id..............	6	1,000	2,00	0,7854	140,833	203,133	0,80957
Id..............	7	1,000	4,00	0,7854	140,833	204,667	0,81580
Id..............	8	1,500	4,75	1,7671	27,500	208,303	0,81495
Id..............	9	1,500	4,50	1,7671	32,500	222,967	0,82218
Id..............	10	1,500	5,00	1,7671	32,500	222,967	0,82218
Id..............	11	3,000	8,00	8,9993	80,833	1768,979	0,81467
Id..............	12	3,000	8,00	8,9993	140,250	2301,942	0,80232
Id..............	13	3,000	8,00	8,9993	247,750	3059,503	0,80233

IVe. TABLEAU (page 443).

Contenant les expériences et les calculs sur le mouvement de l'eau dans des conduites de tuyaux.

Unité linéaire, le pouce de Paris = 27 millimètres.

OBSERVATEURS.	Nos.	d	l	h	f	c	$[c]$	δ	$\frac{\delta}{c}$.
Dubuat...	1	1	737	0,15	0,0000491	1,589	1,472	+0,117	0,079
Couplet...	2	5	84240	5,883	0,0000827	2,011	2,144	−0,133	0,062
Id........	3	5	84240	11 $\frac{1}{3}$	0,0001679	3,154	3,454	−0,300	0,087
Dubuat...	4	1	737	0,5	0,0001603	3,623	3,370	+0,253	0,075
Couplet...	5	5	84240	16,75	0,0002480	4,127	4,429	−0,302	0,068
Id........	6	5	84240	21,083	0,0003121	4,806	5,106	−0,300	0,059
Id........	7	5	84240	24	0,0003553	5,213	5,525	−0,312	0,056
Id........	8	5	84240	25	0,0003701	5,323	5,663	−0,340	0,060
Dubuat...	9	1	138,5	0,7	0,0009787	8,689	9,608	−0,919	0,096
Id........	10	1	737	4,2	0,0013474	10,441	11,825	−1,381	0,117
Id........	11	1	737	4,2	0,0013439	10,671	11,825	−1,154	0,098
Bossut....	12	1	600	4	0,0015365	12,223	12,777	−0,554	0,044
Id........	13	1 $\frac{1}{3}$	2160	12	0,0018009	12,562	13,949	−1,387	0,099
Dubuat...	14	1	737	5,93	0,0018859	13,315	14,281	−0,966	0,067
Bossut....	15	1 $\frac{1}{3}$	1800	12	0,0021457	14,066	14,878	−0,812	0,055
Dubuat...	16	1	737	7,78	0,0024772	15,112	16,538	−1,426	0,086
Bossut....	17	1 $\frac{1}{3}$	1440	12	0,0026519	16,128	17,308	−1,180	0,068
Dubuat...	18	1	737	8,96	0,0028513	16,284	17,839	−1,555	0,087
Bossut....	19	7,01	2160	12	0,0026613	16,377	17,261	−0,884	0,051
Dubuat...	20	1	737	8,96	0,0028434	16,625	17,839	−1,214	0,068
Bossut....	21	2,01	1800	12	0,0031545	18,304	18,924	−0,620	0,033
Id........	22	1 $\frac{1}{3}$	2160	24	0,0035885	18,896	20,266	−1,370	0,067
Id........	23	1 $\frac{1}{3}$	1080	12	0,0034722	18,943	19,133	−0,190	0,010
Dubuat....	24	1	737	12,32	0,0038958	19,991	20,135	−0,144	0,007
Bossut....	25	2,01	1440	12	0,0038748	20,707	21,134	−0,427	0,020
Dubuat...	26	1	737	13,7	0,0043355	20,970	22,358	−1,388	0,062

Suite du IVe. TABLEAU (page 443).

OBSERVATEURS.	N^{os}.	d	l	h	f	c	$[c]$	δ	$\frac{\delta}{c}$
Bossut....	27	$1\frac{1}{3}$	1800	24	0,0042732	21,032	22,241	— 1,209	0,054
Dubuat...	28	1	737	14,6	0,0046139	21,856	23,129	— 1,273	0,055
Bossut....	29	1	600	12	0,0045675	22,282	23,025	— 0,743	0,032
Id........	30	$1\frac{1}{3}$	720	12	0,0050275	23,360	24,193	— 0,833	0,034
Id........	31	2,01	1080	12	0,0050322	23,806	24,266	— 0,460	0,019
Id........	32	$1\frac{1}{3}$	1440	24	0,0052767	24,004	24,877	— 0,873	0,035
Id........	33	2,01	2160	24	0,0052860	24,731	24,946	— 0,215	0,009
Id........	34	2,01	1800	24	0,0062597	27,470	27,112	+ 0,358	0,013
Id........	35	$1\frac{1}{3}$	1080	24	0,0068989	28,075	28,656	— 0,581	0,020
Dubuat...	36	1	737	23,7	0,0074566	28,669	29,809	— 1,140	0,038
Bossut....	37	2,01	720	12	0,0071299	29,215	29,215	0,000	0,000
Dubuat...	38	1	138,5	6	0,0075820	29,341	29,907	— 0,566	0,019
Bossut....	39	2,01	1440	24	0,0076785	30,896	30,416	+ 0,480	0,016
Id........	40	$1\frac{1}{3}$	360	12	0,0089831	33,160	32,969	+ 0,191	0,006
Id........	41	$1\frac{1}{3}$	720	24	0,0099611	34,473	34,732	— 0,259	0,008
Id........	42	2,01	1080	24	0,0099227	35,765	34,835	+ 0,930	0,027
Couplet...	43	18,0	43200	145,083	0,0147789	39,159	42,591	— 3,432	0,086
Bossut....	44	2,01	360	12	0,0120064	40,322	37,108	+ 3,214	0,087
Id........	45	2,01	720	24	0,0140527	43,000	41,811	+ 1,189	0,029
Id........	46	$1\frac{1}{3}$	360	24	0,0176633	48,534	47,095	+ 1,439	0,031
Dubuat...	47	1	117	18	0,0232761	58,310	55,568	+ 2,742	0,049
Id........	48	1	138,5	20,95	0,0247675	58,808	56,718	+ 2,090	0,037
Bossut....	49	2,01	360	24	0,0233772	58,903	55,418	+ 3,485	0,063
Dubuat...	50	1	117	$26\frac{2}{3}$	0,0342743	71,301	67,833	+ 3,468	0,051
Id........	51	1	117	36	0,0446957	84,945	78,963	+ 5,982	0,076

V^{e}. TABLEAU en 91 articles (page 450).

Contenant les expériences sur le mouvement de l'eau dans les canaux et lits de rivière.

Nota. Les résultats des expériences de Dubuat sont exprimés en pouces de Paris, ceux de Brunings en pieds du Rhin, et ceux de Wattmann en pieds de Hambourg (valant 0,91 du pied de Prusse); l longueur du lit; h pente du lit, sur cette longueur l.

OBSERVATEURS.	Nos.	Section transversale du lit. a	Contour du lit. p	$\frac{l}{h}$	Vitesse observée. c	$\frac{ah}{plc}$
Dubuat	1	69,00	25,25	9288	4,59	Mêmes valeurs que dans la 2e. colonne du tableau suivant (le 6e).
Id.	2	155,25	35,25	9288	5,70	
Id.	3	6125	324	27648	7,27	
Id.	4	7376	337	27648	7,79	
Id.	5	20,83	13,62	1728	8,94	
Id.	6	35,22	21,33	1412	9,20	
Id.	7	7858	340	21827	9,61	
Id.	8	34,37	17	1728	9,71	
Wattmann	9	34,20	18,1	15000	0,98	
Id.	10	27,1	16,8	11650	0,98	
Dubuat	11	36,77	17,56	1728	11,45	
Wattmann	12	7,064	10	4571	1,116	
Dubuat	13	51,75	23,25	1412	12,1	
Id.	14	11905	366	11520	12,17	
Id.	15	42,01	18,69	1728	12,34	
Id.	16	34,50	21,25	929	13,56	
Id.	17	30905	568	32951	13,61	
Id.	18	76,19	26,08	1412	14,17	
Id.	19	105,78	29,17	1412	15,55	
Id.	20	10475	360	15360	15,74	
Wattmann	21	11,982	11	4800	1,5	
Dubuat	22	39639	604	35723	15,96	
Id.	23	16252	402	8919	17,42	
Id.	24	27,2	15,31	427	18,28	
Id.	25	34,5	21,25	458	20,24	
Id.	26	39,36	18,13	427	20,30	
Id.	27	50,44	20,37	427	22,37	
Funk	28	0,26	2,8	92,3	2,017	
Dubuat	29	56,43	21,5	427	23,54	
Id.	30	83,43	26	412	27,14	
Id.	31	18,84	13,06	212	27,51	
Id.	32	98,74	28,25	432	28,29	
Id.	33	86,25	27,25	458	28,29	

Suite du V[e]. TABLEAU (page 450).

OBSERVATEURS.	N[os].	a	p	$\frac{l}{h}$	c	$\frac{ah}{plc}$
Brunings	34	1161,0	290	4931	2,4559	
Dubuat	35	100,74	28,53	432	28,52	
Funk	36	777	356	2222	2,46	
Dubuat	37	50,6	29,5	212	28,92	
Id.	38	119,58	31,06	432	30,16	
Id.	39	126,2	31,91	432	31,58	
Id.	40	38838	601	6413	31,77	
Id.	41	130,71	32,47	432	31,89	
Id.	42	185,32	33,03	432	32,52	
Brunings	43	2089	296	6701	2,9232	
Id.	44	12703	1051	9045	2,9264	
Id.	45	5752	577	7957	2,9894	
Dubuat	46	31498	569	6048	35,11	
Brunings	47	4419	590	5825	3,1064	
Funk	48	2819	401,9	5223	3,223	
Id.	49	1818	416	1987	3,300	
Brunings	50	3088	347	6701	3,3124	
Funk	51	3091	366	4009	3,370	
Brunings	52	15640	1639	7571	3,4802	
Id.	53	4542	540	4542	3,5743	
Id.	54	19135	1176	9045	3,8553	
Id.	55	7017	595	7957	3,8815	
Id.	56	2875	316	4931	3,9043	
Funk	57	2247	434	1987	3,906	
Id.	58	3419	373	4009	3,949	
Brunings	59	4810	724	5825	4,0597	
Id.	60	11328	999	7957	4,121	
Id.	61	12630	765	7957	4,1405	
Id.	62	26422	1670	7571	4,1551	
Funk	63	3700	381,5	4009	4,262	
Id.	64	7415	575	5223	4,516	
Id.	65	3946	386	4009	4,622	
Id.	66	4991	636	3251	4,676	
Brunings	67	7190	593	4542	4,696	
Funk	68	2697	452	1987	4,750	
Id.	69	1887	371	2222	4,786	
Id.	70	4227	388,8	4009	4,800	
Id.	71	2207,5	336,3	1817	4,809	
Id.	72	6373	642,9	3251	5,0196	

Suite du Ve. TABLEAU.

OBSERVATEURS.	N^os^.	a	p	$\frac{l}{h}$	c	$\frac{ah}{plc}$
Funk.	73	4818	410,7	4009	5,091	
Id.	74	3006	464	1987	5,100	
Id.	75	501,5	414,5	4009	5,125	
Id.	76	2540,5	352,5	1817	5,183	
Id.	77	5556,5	451,5	4009	5,300	
Id.	78	6348,4	462,4	4009	5,530	
Id.	79	3570	484	1987	5,600	
Id.	80	3931	497	1987	5,800	
Id.	81	4250	508	1987	5,956	
Id.	82	3383,5	390	1817	6,114	
Id.	83	3583,5	396,3	1817	6,352	
Id.	84	5150	507	1987	6,400	
Id.	85	3777	400,2	1187	6,485	
Id.	86	5399	543	1987	6,500	
Id.	87	5876	566	1987	6,695	
Id.	88	6259	571	1987	6,752	
Id.	89	4845	426,3	1817	7,311	
Id.	90	6016	464	1817	7,677	
Id.	91	5532	441,4	1817	7,698	

VIe. TABLEAU (page 451.)

Sur le mouvement de l'eau dans les lits de rivière pour comparer la vitesse observée avec celle que donne le calcul.

Toutes les dimensions se rapportent au pied du Rhin (314,3 millimètres).

OBSERVATEURS.	N^os.	$\frac{ah}{plc}$	c	$[c]$	$c-[c]$	$\frac{c-[c]}{c}$
Dubuat	1	0,00006410	0,396	0,376	+0,020	0,051
Id.	2	08319	0,492	0,501	—0,009	0,018
Id.	3	09405	0,626	0,619	+0,007	0,011
Id.	4	10162	0,672	0,673	—0,001	0,001
Id.	5	09900	0,771	0,716	+0,055	0,071
Id.	6	12711	0,794	0,838	—0,044	0,055
Id.	7	11018	0,829	0,793	+0,036	0,043
Id.	8	12049	0,837	0,836	+0,001	0,001
Wattmann	9	12854	0,895	0,900	—0,005	0,006
Id.	10	14128	0,895	0,949	—0,054	0,060
Dubuat	11	10583	0,987	0,855	+0,132	0,133
Wattmann	12	13848	1,014	1,008	+0,006	0,006
Dubat	13	13017	1,044	0,988	+0,056	0,054
Id.	14	23202	1,050	1,355	—0,305	0,290
Id.	15	10541	1,064	0,889	+0,175	0,164
Id.	16	12888	1,170	1,045	+0,125	0,100
Id.	17	12133	1,174	1,013	+0,161	0,137
Id.	18	14601	1,222	1,147	+0,075	0,061
Id.	19	16517	1,341	1,287	+0,064	0,040
Id.	20	12035	1,358	1,092	+0,266	0,196
Wattmann	21	15129	1,369	1,242	+0,127	0,092
Dubuat	22	11511	1,377	1,074	+0,303	0,222
Id.	23	25946	1,502	1,744	—0,242	0,161
Id.	24	22761	1,577	1,666	—0,089	0,056
Id.	25	17514	1,746	1,530	+0,216	0,124
Id.	26	25046	1,751	1,852	—0,101	0,057
Id.	27	25924	1,929	1,985	—0,056	0,029
Funk	28	49878	2,017	2,857	—0,840	0,416
Dubuat	29	27270	2,030	2,046	—0,016	0,012
Id.	30	28697	2,341	2,316	+0,025	0,017
Id.	31	24735	2,373	2,158	+0,215	0,090
Id.	32	28600	2,440	2,360	+0,080	0,033
Dubuat	33	24428	2,440	2,176	+0,264	0,108

Suite du VIe. TABLEAU.

OBSERVATEURS.	N^os.	$\frac{ah}{plc}$	c	$[c]$	$c-[c]$	$\frac{c-[c]}{c}$
Brunings............	34	0,00033059	2,4559	2,556	−0,100	0,047
Dubuat.............	35	28660	2,460	2,375	+0,085	0,035
Funk...............	36	39930	2,460	2,821	−0,361	0,147
Dubuat.............	37	27976	2,494	2,363	+0,131	0,053
Id................	38	29549	2,601	2,485	+0,116	0,045
Id................	39	28981	2,724	2,520	+0,204	0,075
Id................	40	31718	2,740	2,648	+0,092	0,033
Id................	41	29220	2,750	2,543	+0,207	0,075
Id................	42	29162	2,805	2,567	+0,238	0,085
Brunings...........	43	36029	2,9232	2,942	−0,019	0,007
Id................	44	45663	2,9264	3,308	−0,382	0,130
Id................	45	41909	2,9894	3,201	−0,212	0,071
Dubuat.............	46	26070	3,028	2,520	+0,508	0,167
Brunings...........	47	41392	3,1064	3,243	−0,137	0,044
Funk...............	48	41667	3,223	3,301	−0,078	0,024
Id................	49	66648	3,300	4,274	−0,974	0,295
Brunings...........	50	40093	3,3124	3,298	+0,024	0,007
Funk...............	51	62510	3,370	4,180	−0,810	0,240
Brunings...........	52	36216	3,4802	3,210	+0,270	0,078
Id................	53	51810	3,5743	3,918	−0,239	0,067
Id................	54	46661	3,8553	3,855	0,000	0,000
Id................	55	38185	3,8815	3,490	+0,391	0,010
Id................	56	47258	3,9043	3,906	−0,002	0,001
Funk...............	57	66709	3,906	4,661	−0,755	0,193
Id................	58	57899	3,949	4,359	−0,410	0,104
Brunings...........	59	49121	4,0597	4,065	−0,005	0,001
Id................	60	34581	4,1210	3,335	+0,786	0,191
Id................	61	50111	4,1405	4,148	−0,008	0,002
Id................	62	50294	4,1551	4,163	−0,008	0,002
Id................	63	56762	4,262	4,487	−0,225	0,052
Id................	64	54672	4,516	4,534	−0,018	0,004
Id................	65	55170	4,622	4,609	+0,013	0,003
Id................	66	51622	4,676	4,430	+0,246	0,053
Id................	67	56846	4,696	5,011	−0,315	0,067
Id................	68	63220	4,750	4,718	+0,032	0,007
Id................	69	47828	4,786	4,362	+0,424	0,089
Id................	70	56497	4,800	4,757	+0,043	0,009
Id................	71	75121	4,809	5,506	−0,697	0,145
Id................	72	60746	5,0196	5,050	−0,030	0,006

Suite du VIe. TABLEAU.

OBSERVATEURS.	N^os.	$\frac{ah}{plc}$	c	$[c]$	$c-[c]$	$\frac{c-[c]}{c}$
Brunings.......... ..	73	0,00057478	5,091	4,945	+0,146	0,028
Id.................	74	63930	5,100	5,226	—0,126	0,025
Id.................	75	58963	5,125	5,027	+0,098	0,019
Id.................	76	76529	5,183	5,775	—0,592	0,114
Id.................	77	57921	5,300	5,068	+0,232	0,044
Id.................	78	61928	5,530	5,358	+0,172	0,031
Id.................	79	66288	5,600	5,583	+0,017	0,003
Id.................	80	68631	5,800	5,785	+0,015	0,002
Id.................	81	70692	5,956	5,953	+0,003	0,000
Id.................	82	78095	6,114	6,218	—0,104	0,017
Id.................	83	78346	6,352	6,481	—0,129	0,020
Id.................	84	79876	6,400	6,570	—0,170	0,026
Id.................	85	80095	6,485	6,623	—0,138	0,021
Id.................	86	76985	6,500	6,499	+0,001	0,000
Id.................	87	78040	6,695	6,644	+0,051	0,008
Id.................	88	81703	6,752	6,829	—0,077	0,011
Id.................	89	85555	7,311	7,278	+0,033	0,004
Id.................	90	92949	7,677	7,781	—0,104	0,013
Id.................	91	89602	7,698	7,648	+0,050	0,007

VIIe. TABLEAU (page 455).

Expériences de M. Bidone, 13 *décembre* 1819.

N^os. des expériences.	Dépenses du canal.	Hauteur de la section du courant.	a	p	$\frac{a}{p}$	Valeur de c donnée par la formule Eytelwein.	Valeur de c qu'on obtient en divisant la dépense par la section.	Différences.
	pieds cubes.	pouces, lignes. p. l.	pouces carrés.	pieds.	pieds.	pieds.	pieds.	
1	0,6060	1 $8\frac{9}{12}$	0,144097	1,288194	0,111860	4,1798	4,2055	— 0,0257
2	1,0255	2 $6\frac{3}{13}$	0,210069	1,420138	0,147922	4,8211	4,8817	— 0,0606
3	1,3626	3 $1\frac{8}{12}$	0,261574	1,523148	0,171732	1,2024	5,2092	— 0,0068

Sur la liquation; par M. Karsten (1);

(*Arch. métallurgiques*, t. 9, p. 3.) — Extrait.

La liquation a pour but d'extraire l'argent contenu dans le cuivre par le moyen du plomb. La méthode se compose de plusieurs opérations; savoir : 1°. le rafraîchissage; 2°. la liquation proprement dite; 3°. le ressuage; 4°. l'affinage du cuivre ressué; 5°. l'affinage du plomb argentifère, et 6°. le traitement des crasses de toutes sortes qui résultent des opérations précédentes. Généralités.

Les pièces rafraîchies contiennent ordinairement :

Cuivre . . .	0,2143 —	36,6
Plomb. . . .	0,7857 —	100;

mais tout le plomb ne s'en sépare pas par la liquation et le ressuage : 100 parties d'alliage produisent 28,57 parties de cuivre liquaté, qui se composent de :

Cuivre . . .	0,70 —	100
Plomb . . .	0,30 —	43,

et, après le ressuage, ces 28,57 parties se réduisent à 19,05 de cuivre à raffiner, qui contient 2,8575 de plomb, ou 15 de plomb pour 85 de cuivre. Il suit de là que les pièces liquatées retiennent les 0,12 du plomb contenu dans les pièces rafraîchies, et les pièces ressuées les 0,05, et que le plomb entraîne avec lui dans la liquation et le ressuage le quart du cuivre que renferment ces mêmes pièces. Comme l'argent a une affinité in-

(1) Voyez sur la liquation le mémoire de M. l'ingénieur Manès, t. IX, p. 29.

comparablement plus grande pour le plomb que pour le cuivre, on peut le considérer comme étant en totalité combiné avec le premier métal dans les pièces rafraîchies : il en résulte que les pièces ressuées doivent retenir le $\frac{1}{20}$ de l'argent de l'alliage primitif, et c'est en effet ce que la pratique nous apprend. Lorsque cette proportion d'argent s'élève au-dessus d'un certain poids, on rafraîchit et on liquate l'alliage une deuxième et même une troisième fois ; mais alors on supprime le ressuage, que l'on ne fait subir aux pièces qu'après la dernière liquation.

On admet généralement que le plomb et le cuivre ne se combinent pas chimiquement, mais que lorsqu'on les fond ensemble, ils forment un mélange intime, qui se détruit en partie quand on l'expose à une température convenable, mais insuffisante pour liquéfier le cuivre ; cependant on n'explique pas par là pourquoi le cuivre retient une si grande proportion de plomb, qu'on ne peut pas lui enlever en totalité, même par l'opération oxidante du ressuage (1).

Depuis la découverte de la théorie des propor-

(1) Quand une fois une substance a été introduite entre les molécules d'une autre substance, il me semble que l'on ne doit pas être étonné de voir que l'on ne puisse pas l'en séparer en totalité en l'amenant à l'état liquide ; le contraire aurait plutôt lieu de surprendre : le plomb liquide est retenu par adhérence entre les pores du cuivre comme l'eau dans une éponge mouillée. Si l'on exposait à une température supérieure à zéro une éponge entièrement pénétrée de glace, il s'en écoulerait beaucoup d'eau ; mais il en resterait une certaine quantité qu'on ne pourrait pas en séparer en totalité, même par compression, et qui ne céderait qu'à la puissance vaporisante de la chaleur. P. B.

portions définies, plusieurs chimistes pensent que le cuivre et le plomb ne peuvent se combiner qu'en certaines proportions, et que le plomb en excès se sépare par la liquation, comme le mercure se sépare d'un amalgame par la compression dans une peau de chamois. Cette manière de voir est satisfaisante; mais elle n'explique pas pourquoi, lorsqu'on met l'alliage en pleine fusion, il ne se sépare pas en plomb pur et en alliage de plomb et de cuivre en proportions définies qui devrait nager sur le bain.

Examinons maintenant, avec quelques détails, les différentes opérations que nécessite la liquation.

Ordinairement on fait le rafraîchissage, c'est-à-dire l'alliage du cuivre argentifère avec le plomb, dans des fourneaux à manche; cependant on le fait quelquefois aussi dans des fours à réverbère. Dans les fourneaux à manche, on charge d'abord le cuivre nécessaire pour former une pièce, puis, quand ce cuivre commence à couler, la quantité de plomb qui doit lui être allié, et presque aussitôt après le cuivre, qui doit former une seconde pièce. Quoiqu'on n'ajoute aucun fondant pendant l'opération, il se forme cependant 5 à 6 pour 100 de scories, qui proviennent sans doute de la silice du charbon et de la chemise du fourneau, et qui sont composées, terme moyen, de : Rafraîchissage.

Oxide de plomb. . . .	0,632	0,999
Oxidule de cuivre. .	0,051	
Oxidule de fer	0,068	
Alumine.	0,047	
Silice.	0,201	

Toutes les bases y sont à-peu-près à l'état de bisilicate.

Dans les fours à réverbère, on fond d'abord une quantité de cuivre proportionnée à leur grandeur; puis on ajoute la quantité de plomb nécessaire pour former l'alliage : ce métal entre immédiatement en fusion; néanmoins il faut chauffer fortement l'alliage pendant quelque temps, afin qu'étant amené à un état très-liquide, on puisse le rendre homogène en l'agitant dans tous les sens. Une même opération produit 6 à 10 pains de liquation, et même plus, selon les dimensions du fourneau.

On coule les pains en forme de disques circulaires, de 24 à 26 pouces de diamètre et de 3 à 3 $\frac{1}{2}$ pouces d'épaisseur : ils pèsent 3 $\frac{1}{4}$ à 3 $\frac{1}{2}$ quintaux. Ces dimensions sont celles qui sont les plus favorables pour séparer le plomb en entraînant le moins possible de cuivre. Il est nécessaire de refroidir promptement l'alliage en l'arrosant avec de l'eau, sans quoi il perdrait son homogénéité, et la partie supérieure des masses contiendrait plus de cuivre et moins de plomb que la partie inférieure.

La proportion de plomb que l'on doit ajouter au cuivre est une chose très-essentielle, car on conçoit que moins on en emploie et moins il y a de déchet; mais qu'en même temps plus il reste d'argent dans le cuivre, une longue expérience a appris qu'il faut que les pains contiennent 30 à 32 livres de plomb par once d'argent (500 fois autant de plomb que d'argent), et, au plus, 10 à 11 de plomb pour 3 de cuivre (il est remarquable que ce rapport soit à-peu-près celui des nombres

équivalens des deux métaux). Il suit de là que quand le cuivre contient plus de 9 $\frac{1}{2}$ onces d'argent, on ne peut pas en séparer la totalité de ce métal par une seule liquation. Lorsque au contraire le cuivre est très-pauvre, on le rafraîchit avec du plomb qui contient déjà de l'argent.

Liquation.

La liquation exige de très-grands soins de la part de l'ouvrier; elle doit être conduite de manière à éviter le contact de l'air, à répartir bien également la chaleur, et à ne pas chauffer assez pour faire entrer les pains en fusion : c'est pourquoi tous les essais que l'on a faits pour l'effectuer dans des fours à réverbère ont été sans succès. Dans cette opération, l'alliage primitif se partage en deux nouveaux alliages : l'un, avec excès de plomb, fusible à la température du fourneau, et l'autre, avec excès de cuivre, qui ne se fond pas. Ce partage n'a lieu qu'à une certaine température, au-dessus de laquelle l'alliage primitif se régénère : d'où on doit conclure que l'on a tort de chauffer fortement les pains vers la fin de la liquation pour en séparer les dernières portions de plomb argentifère, et qu'il serait préférable de prolonger l'opération à une température moindre. L'alliage qui s'écoule pendant la liquation (*werke*) a la même composition depuis le commencement jusqu'à la fin : sept échantillons, pris à des époques différentes, m'ont donné les résultats suivans à l'analyse :

	1	2	3	4	5	6	7
Plomb...	0,978 —	0,979 —	0,973 —	0,976 —	0,972 —	0,978 —	0,973,
Cuivre...	0,022 —	0,021 —	0,027 —	0,024 —	0,028 —	0,022 —	0,027;

ils contenaient tous de 5,25 à 5,40 onces d'argent par 100 livres (0,003276 à 0,003370).

J'ai trouvé l'alliage infusible à la chaleur de la liquation, composé comme il suit, dans cinq opé-

rations différentes exécutées dans l'usine de Neustadt :

	1	2	3	4	5
Cuivre. . .	0,671	0,536	0,702	0,731	0,752
Plomb. . . .	0,329	0,464	0,298	0,269	0,246.

D'après cela, il me paraît probable que les deux alliages qui tendent à se séparer contiennent, l'un 12 atomes de plomb et 1 atome de cuivre, et l'autre 12 atomes de cuivre (0,7857) et 1 atome de plomb (0,2145).

Les faits suivans viennent à l'appui de cette manière d'expliquer les phénomènes de la liquation, et paraissent difficiles à expliquer dans l'hypothèse que le plomb et le cuivre se mélangent sans se combiner. Si après avoir coulé deux pains de liquation, on refroidit l'un très-rapidement en jetant de l'eau dessus, et l'autre, au contraire, fort lentement, et si on les casse après le refroidissement, le premier paraîtra parfaitement homogène, et on distinguera dans le second deux alliages, l'un à grains rouges et l'autre gris.

Lorsqu'on arrose avec de l'eau les pains liquatés (*kienstock*) pour pouvoir les retirer promptement du foyer, on remarque que ceux qui sont rouges à un certain degré laissent suinter du plomb qui contient 0,0239 de cuivre, comme celui qui s'écoule pendant la liquation; mais que ceux qui sont trop froids et ceux qui sont trop chauds n'en donnent pas. L'explication de ce fait est toute simple : quand les pains sont trop froids ils ne donnent pas de plomb, parce qu'ils sont tout-à-fait solidifiés; quand ils sont trop chauds, ils n'en donnent pas non plus, parce qu'à cette température ils constituent un alliage

homogène, que le contact de l'eau froide solidifie immédiatement; mais lorsqu'ils sont moins chauds et encore mous, la séparation en deux alliages a lieu, et le refroidissement subit contractant fortement l'alliage infusible, fait sortir en gouttes celui qui est encore liquide.

Les fourneaux de ressuage peuvent contenir de 150 à 300 quintaux de pièces liquatées. L'opération dure 25 à 26 heures : elle présente plusieurs périodes. Dans la première (durée 5 à 6 heures), on chauffe graduellement les pièces pour éviter de les fondre par l'application d'une chaleur trop brusque ; elles laissent suinter une certaine quantité de plomb argentifère. Dans la seconde (durée 9 à 10 heures), on chauffe plus fortement, et on ouvre les évens du fourneau, pour que les pièces puissent recevoir le contact de l'air; elles se recouvrent d'un alliage oxidé (*darrost*) qui se fond et coule sur la sole. Quand la production de cet oxide se ralentit, on ferme les évens pour empêcher l'accès de l'air : c'est alors que commence la troisième période (durée 3 à 4 heures); la température s'abaisse; l'alliage oxidé continue de couler, mais beaucoup moins abondamment que dans la première période. Au bout d'un certain temps, il reparaît en plus grande quantité : dès qu'on s'en aperçoit, on ouvre les évens et on conduit cette quatrième période de l'opération comme la seconde (durée 6 à 8 heures); enfin, quand il ne se forme plus d'oxide, on enlève les pièces et on les jette toutes chaudes dans l'eau, pour en détacher les croûtes oxidées (*pickschiefer*) dont elles sont recouvertes. Ordinairement les pièces liquatées perdent le tiers de leur poids dans le ressuage. Ressuage.

J'ai trouvé dans cinq pièces ressuées (*darrlinge*) dans la même opération :

	1	2	3	4	5
Cuivre.	0,837	0,856	0,834	0,872	0,906
Plomb.	0,263	0,244	0,266	0,228	0,094 ;

d'où l'on voit qu'elles ne constituent pas un alliage en proportions définies.

J'ai soumis à l'analyse huit échantillons de l'alliage oxidé, recueillis pendant le cours des trois dernières périodes du ressuage : je les ai trouvés composés comme il suit :

	2e. période.			3e. période.		4e. période.		
	1	2	3	1	2	1	2	3
Oxide de plomb.	0,842	0,785	0,765	0,798	0,851	0,812	0,789	0,771
Prot. de cuivre..	0,041	0,079	0,079	0,051	0,041	0,043	0,063	0,076
Protox. de fer....	0,004	0,005	0,005	0,004	0,003	0,003	0,005	0,003
Alumine.........	0,011	0,017	0,018	0,012	0,010	0,012	0,018	0,018
Silice..........	0,102	0,114	0,133	0,135	0,095	0,130	0,125	0,132
	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000

On voit que l'oxide de plomb est la matière dominante des alliages oxidés, et que la proportion de cet oxide va en diminuant du commencement à la fin de la deuxième et de la quatrième période ; tandis qu'il va en augmentant du commencement à la fin de la troisième période : la silice et l'alumine proviennent indubitablement de l'argile dont sont construits les bancs du fourneau.

L'argent est entraîné avec le plomb dans l'alliage oxidé, et la quantité que les pièces ressuées en

retiennent est proportionnelle à la quantité de plomb qui y reste.

Voici ce qui se passe dans l'opération du ressuage. Les pains liquatés contenant toujours plus de plomb que l'alliage en proportions définies qui se forme à la température de la liquation, une partie du métal excédant s'écoule aussitôt que la chaleur est arrivée à un certain terme (première période). Quand on ouvre les évens, les molécules de plomb qui se trouvent à la surface des pains s'oxident et se fondent, en entraînant avec elles l'argent qu'elles contiennent et une certaine quantité d'oxidule de cuivre qui se forme en même temps; les molécules de plomb oxidées sont remplacées par d'autres qui se rendent de l'intérieur des masses à la surface (deuxième période). Comme l'oxidation marche plus vite que les transports intérieurs des molécules de plomb, il arrive un moment où il faut diminuer le contact de l'air (troisième période) pour éviter l'oxidation d'une trop grande quantité de cuivre, et pour que l'homogénéité des pains puisse se rétablir. Quand les molécules de plomb concentrées d'abord au centre de ces pains, se sont réparties uniformément dans toute la masse, on ouvre de nouveau les évens, et une quatrième période semblable à la deuxième recommence. Il est probable que, par une cinquième et une sixième période analogues aux troisième et quatrième, on parviendrait à séparer presque tout le plomb et par conséquent presque tout l'argent de l'alliage; mais il paraît que les raisons d'économie empêchent de répéter ces opérations.

On pouvait croire que l'oxide de cuivre qui se trouve dans l'oxide de plomb résultait de l'ac-

tion de celui-ci sur le cuivre métallique; mais les expériences que j'ai faites pour connaître l'action réciproque du cuivre et de l'oxide de plomb, ainsi que celle du plomb et de l'oxide de cuivre, prouvent qu'il n'en est pas ainsi.

J'ai chauffé les matières mélangées, placées dans des creusets de Hesse bien fermés, au fourneau de coupelle. Dans la première série d'essais, j'ai employé 1 atome de plomb métallique et 1 atome de deutoxide de cuivre, 1 atome de plomb et 2 atomes d'oxide de cuivre, 2 atomes de plomb et 1 atome d'oxide de cuivre, et 4 atomes de plomb et 1 atome d'oxide de cuivre; le deutoxide de cuivre a été ramené, pour la plus grande partie, à l'état de protoxide avant de se réduire en cuivre, et les quatre essais ont donné une matière oxidée, dans laquelle le plomb contenait, à très-peu près, six fois autant d'oxigène que le cuivre. Dans la deuxième série, j'ai employé 1 atome d'oxide de plomb et 1 atome de cuivre métallique, 2 atomes d'oxide de plomb et 1 atome de cuivre, 1 atome d'oxide de plomb et 2 atomes de cuivre : les résultats ont été absolument les mêmes que dans la première série; c'est-à-dire que, dans la matière oxidée, le plomb contenait toujours six fois autant d'oxigène que le cuivre, et renfermait par conséquent trois atomes d'oxide de plomb et un atome de protoxide de cuivre : or l'alliage oxide qui se forme dans le ressuage est beaucoup moins chargé de cuivre; il ne résulte donc pas de l'action de l'oxide de plomb sur le cuivre (1).

(1) Voyez l'article suivant.

Raffinage du cuivre.

On raffine le cuivre ressué pour en séparer les dernières portions de plomb : pour cela on le tient en fusion dans un foyer de forme particulière et l'on dirige sur le bain le vent d'un soufflet : il se forme des crasses, que l'on enlève de temps à autre ou que l'on fait couler par une rigole. Les crasses prises au commencement, au milieu et à la fin de l'opération, ont été trouvées composées comme il suit :

	1	2	3	4
Oxide de plomb. .	0,674	0,622	0,548	0,517
Protox. de cuivre .	0,062	0,104	0,192	0,198
Protox. de fer. . .	0,010	0,011	0,012	0,012
Alumine.	0,031	0,034	0,034	0,034
Silice.	0,223	0,229	0,214	0,339
	1,000	1,000	1,000	1,[illegible]

Ce sont à-peu-près des bisilicates. L'alumine et la silice proviennent du charbon et de la matière dont on compose la sole. On éviterait en partie la présence de ces substances si l'on construisait le bassin en fonte de fer (1).

Le cuivre raffiné retient encore un demi par cent de plomb terme moyen.

Coupellation du plomb argentifère.

Dans la coupellation du plomb argentifère, la litharge entraîne toujours une certaine quantité d'argent à l'état d'oxide. La quantité entraînée augmente avec la richesse de l'alliage et elle est d'autant plus grande aussi, que la température à

(1) Si le bassin était en fonte, les crasses le corroderaient et le détruiraient rapidement, et les oxides de plomb et de cuivre se réduiraient à mesure qu'ils se formeraient.
P. B.

laquelle se fait la liquation est plus élevée et que l'opération est plus rapide.

Quant à la quantité d'oxidule de cuivre que contiennent les litharges, elle dépend de la proportion relative des deux métaux dans l'alliage, et ensuite de la température. J'ai coupellé cent parties de cuivre avec des quantités différentes de plomb, j'ai pesé les boutons de retour et j'ai pu en conclure la composition des litharges : voici quels ont été les résultats.

Plomb ajouté.	Cuivre resté.	Quantité de plomb consommé pour l'oxidation de 1 de cuivre.
100	78,75	5
200	70,12	7,1
300	60,12	7,7
400	49,40	7,9
500	38,75	8,1
600	26,25	8,15
700	19,75	8
800	8,75	8,70
900	5,62	9,50
1000	1,25	10,10
1050	0,00	10,50

Les manuels d'essayeurs prescrivent d'employer 16 à 18 parties de plomb pour coupeller 1 partie d'alliage composée de 0,80 de cuivre et 0,20 d'argent; mais on peut séparer complétement le cuivre d'un pareil alliage, en ne consommant que 3 $\frac{1}{2}$ parties de plomb. Pour cela il faut d'abord fondre l'alliage avec deux parties de plomb et quand celui-ci est entièrement oxidé, en ajouter une pe-

tite quantité, la laisser s'oxider, en ajouter de nouveau, et ainsi successivement et toujours à petites doses. La composition de la litharge varie à toutes les époques de l'opération : au commencement, elle contient 0,87 d'oxide de plomb et 0,13 d'oxidule de cuivre, ensuite 0,72 d'oxide de plomb et 0,28 d'oxidule de cuivre et à la fin 0,64 d'oxide de plomb et 0,36 d'oxidule de cuivre.

Réduction des matières oxidées.

Ordinairement on réunit ensemble, pour les réduire, toutes les matières oxidées que produit le traitement du cuivre argentifère par la liquation, à l'exception des litharges de raffinage des pièces ressuées, que l'on réduit à part, et l'on obtient trois qualités différentes de cuivre rouge: 1°. le cuivre des pièces ressuées raffinées, c'est le meilleur; 2°. le cuivre provenant des matières oxidées; 3°. enfin le cuivre qui provient des crasses de raffinage et qui est le moins bon.

Les alliages de plomb et de cuivre qui résultent de la réduction des matières oxidées sont soumis à la liquation, au ressuage, etc., de la même manière que le cuivre argentifère rafraîchi.

Dans une réduction opérée à Neustadt, sur un mélange de :

65 qx.	scories du rafraîchissage,
88	crasses de liquation,
100	litharge,
42	sole de fourneau,
5	parois de fourneau,
12	croûtes oxidées détachées des pains,
82	alliage oxidé du ressuage.
394 quintaux.	

Les scories moyennes se sont trouvées composées de :

Oxide de plomb.	0,348	
Protoxide de cuivre. . . .	0,016	
Protoxide de fer.	0,056	
Chaux.	0,031	0,998.
Magnésie.	0,009	
Alumine.	0,129	
Silice.	0,409	

On refond ces scories avec 0,08 de chaux fluatée, 0,02 de minerai de fer et 0,08 de scories d'affinage du fer, et les nouvelles scories, qui ne contiennent plus que

0,0412 d'oxide de plomb,
et 0,0018 d'oxide de cuivre,

sont rejetées.

Deux fontes suffisent à Neustadt, parce qu'on se sert de coak pour combustible; mais dans les usines où l'on emploie le charbon de bois, il faut traiter les scories quatre fois et même davantage, pour les dépouiller du plomb et du cuivre qu'elles contiennent. L'addition des minerais de fer et des scories de fer dès la première réduction faciliterait évidemment beaucoup la séparation du cuivre et du plomb.

Au lieu de réduire les matières oxidées pour liquater ensuite l'alliage, il serait beaucoup plus avantageux de s'en servir pour rafraîchir le cuivre argentifère, ainsi qu'on l'a déjà fait avec succès dans quelques usines. On ne traiterait séparément que les crasses du raffinage du cuivre et les scories du rafraîchissage.

Lorsqu'on sépare l'argent du cuivre noir par une seule liquation, on consomme, dans tout le travail, 32 à 35 livres de plomb, et il se perd 5 à 6 livres de cuivre par 100 de cuivre noir. Comme il se produit 150 livres de scories de rebut, qui contiennent 5,75 de plomb et 0,25 de cuivre, il se perd, par les manipulations, etc, 26,25 de plomb et 4,75 de cuivre.

Sur l'action qui a lieu entre le plomb et l'oxide de cuivre, et entre le cuivre et l'oxide de plomb; par M. P. Berthier.

J'ai recherché, comme M. Karsten, par expérience directe, quelle est l'action réciproque du plomb et de l'oxide de cuivre, ainsi que celle du cuivre et de l'oxide de plomb. Comme les résultats que j'ai obtenus diffèrent de ceux qui sont annoncés par ce savant, je crois utile de les consigner ici.

1°. Plomb métallique et deutoxide de cuivre.

J'ai opéré sur les mélanges suivans :

	1	2	3	4	5
Plomb métallique.	1 at. 25g,9	1 at. 25g,9	1 at. 25g,9	1 at. ½ 38g,8	2 at. 51g,8
Deutoxide de cuiv..	2 19g,8	1 ½ 14g,9	1 9g,9	1 9,9	1 9g,9
	45g,7	40g,8	35g,8	48g,7	61g,7.

Tous ont donné un alliage imparfait de cuivre et de plomb et une scorie extrêmement fusible, composée d'oxide de plomb et de protoxide de cuivre. Si l'on fond rapidement, et si l'on évite avec soin l'introduction de l'air ou des vapeurs charbonneuses dans les creusets, il suffit de prendre exactement le poids du culot métallique pour déterminer par calcul la composition de la scorie. En effet, appelant S le poids de la scorie, poids que l'on a par différence, O la quantité d'oxigène contenue dans la scorie, quantité qui est celle que renferme le deutoxide de cuivre employé, P le poids de l'oxide de plomb, et C le poids du protoxide de cuivre que contient la scorie, on a $P + C = S$ et $\frac{P \times 717}{10,000} + \frac{C \times 112}{10,000} = O$,

d'où on tire $C = \frac{O(10,000) - 717\,S}{403}$.

Je me suis servi plusieurs fois de ces formules ; mais, dans les cas importans, j'ai cru qu'il était plus sûr d'analyser soit le culot, soit la scorie. Voici quels ont été les résultats :

1°. Très-petite grenaille métallique, couleur de cuivre ; scorie très-fluide, ayant une grande tendance à traverser les creusets, dans lesquels il est beaucoup plus difficile de la contenir que la litharge. Refroidie lentement, elle était d'un brun rougeâtre, opaque, à texture lamellaire, présentant beaucoup d'indices de cristallisation à la surface. Elle devait être composée de 2 at. de protoxide de cuivre et 1 at. d'oxide de plomb.

2°. Culot métallique, rouge de cuivre, pesant 4g,4 ; scorie d'un rouge brun très-foncé, opaque et un peu luisante, pesant 36g,4. Elle s'était en partie infiltrée dans la matière du creuset, comme la précédente ; ce qui arrive toujours quand l'oxide de plomb est combiné avec une proportion un peu forte d'oxidule de cuivre : le culot a donné à l'analyse 0g,3 de plomb et 4,1 de cuivre (environ 1 $\frac{1}{2}$ atome), et la scorie devait contenir à-peu-près :

Oxide de plomb. . .	27g,7	0,76	1 at.	oxigène.	2
Protox. de cuivre. . . .	8 ,7	0,24	1 at.		1

3°. Culot métallique, pesant 8g,8 ; scorie rouge foncé, opaque, ne présentant aucun indice de cristallisation, pesant 27g. Elle devait contenir

Oxide de plomb. . .	24g,89	0,92	oxigène.	7,5
Protoxide de cuivre.	2 ,11	0,08		1,

et le culot devait, par conséquent, être composé de :

Plomb. . .	2g,9	0,33	1 at.
Cuivre. . .	5 ,9	0,67	7 at.

L'analyse du culot a donné, à très-peu près,

ce résultat, et on a trouvé dans la scorie 0,085 d'oxide de cuivre.

4°. Culot métallique gris, pesant 21g,2; scorie compacte, opaque, d'un rouge brun, pesant 27g,5. Cette scorie devait être composée de

Oxide de plomb....	25g,4 — 0,925	oxigène.	}	8
Protox. de cuive....	2 ,1 — 0,075			1,

et le culot devait contenir:

Plomb......	15,07 — 0,70
Cuivre......	6,13 — 0,30.

5°. Culot métallique gris, pesant 34g,8; scorie rouge, compacte, opaque, pesant 26g,9. Cette scorie devait être composée de

Oxide de plomb....	24g,6 — 0,915	oxigène.	}	7,5.
Protoxid. de cuivre..	2 ,3 — 0,085.			1,

et le culot devait contenir:

Plomb....	29,9 — 0,83
Cuivre...	5,9 — 0,17.

Dans les trois dernières expériences, la quantité de cuivre réduit a été à-peu-près la même, quoique les quantités de plomb employées fussent très-différentes. Ce résultat dépend principalement de ce que le plomb, ayant une très-grande fusibilité, tombe promptement au fond du creuset, et échappe ainsi à l'action des oxides; car, quoiqu'on ne puisse douter que, par sa combinaison avec l'oxide de plomb, le protoxide de cuivre ne devienne moins facilement désoxidable, on peut cependant en reduire une partie considérable par l'action subséquente du plomb métallique. En effet, ayant fondu ensemble 28g. des scories provenant des expériences 3 et 4 avec 13g. de plomb métallique, j'ai obtenu un culot pesant environ 12g, dans lequel j'ai trouvé 0g,7 de cuivre, équivalant à 0g,8 de protoxide; les 28g. de scories en contenaient 2,20: il y en a donc eu un peu plus du tiers de réduit par le

plomb, et les nouvelles scories devaient être à-peu-près composées de :

Oxide de plomb....	27,6 — 0,95	oxigène.	}	12,5
Protoxid. de cuivre...	1,4 — 0,05		}	1 :

il est indubitable qu'une nouvelle fusion avec du plomb aurait encore précipité du cuivre de cette scorie ; mais il paraît qu'il serait impossible de l'en séparer entièrement. On ne peut méconnaître dans ces derniers résultats l'effet du principe de l'action des masses établi par Berthollet.

2°. Cuivre métallique et oxide de plomb.

J'ai opéré sur les mélanges suivans :

	6	7	8	9	10
Cuiv. métallique...	4at. 15g,8	2at. 15g,8	1at. 7g,9	1at. 7g,9	1at. 7g,9
Litharge..	1 13g,9	1 27g,9	1 27g,9	3 83g,7	6 167g,4
	29g,7	43g,7	35g,8	91g,6	175g,3.

Pour calculer la composition des scories, je me suis servi de la formule précédente, ou bien j'ai commencé par déterminer la composition du culot au moyen de la formule suivante, qui est encore plus simple. Si l'on désigne par P le poids du plomb réduit, par C le poids du cuivre oxidé, et par N l'augmentation de poids du culot métallique, on a $P - C = N$, et $P : C :: 129 : 79$, d'où on tire $C = \frac{79 . N}{50}$.

6°. Culot métallique, rouge de cuivre à l'extérieur, gris homogène à l'intérieur, pesant 17g, scorie compacte, opaque, d'un rouge très-foncé, pesant 12g,7. On trouve, par le calcul, que la scorie devait contenir :

Oxide de plomb....	10,3 — 0,81	oxigène.	}	2,7
Protoxid. de cuivre..	2,4 — 0,19		}	1,

et le culot :

Cuivre....	13,6 — 0,80
Plomb...	3,4 — 0,20.

Ainsi le cuivre en grand excès ne peut réduire qu'une petite partie de la litharge, tandis qu'on

a vu plus haut que le protoxide de cuivre était réduit presque en totalité par un excès de plomb (3, 4 et 5) : cela prouve qu'il y a peu de différence entre l'affinité du plomb et du cuivre pour l'oxigène, et que cependant c'est celle du premier métal qui l'emporte.

7°. Culot métallique rouge de cuivre à l'extérieur, gris taché de rouge à l'intérieur, pesant 17g,8; scorie compacte, opaque, d'un rouge brun pesant 25g,9. Cette scorie devait contenir :

Oxide de plomb...	22g,3	— 0,86	oxigène,	}	4
Protoxide de cuivre...	3,6	— 0,14			1;

et le culot :

Plomb...	5,2	— 0,30
Cuivre...	12,6	— 0,70.

8°. Culot métallique rouge de cuivre à l'extérieur, gris çà et là, taché de rouge à l'intérieur, pesant 9g.; scorie compacte, opaque, d'un rouge foncé, pesant 26g,8. Le culot, ayant été analysé, a été trouvé composé de

Plomb...	2,8	— 0,315
Cuivre...	6,2	— 0,685;

il s'ensuit que la scorie devait contenir :

Oxide de plomb...	24g,9	— 0,93	oxigène,	}	8,5
Protoxide de cuivre..	1,9	— 0,07			1.

9°. Culot métallique gris, pesant 10g,8; scorie compacte, un peu cristalline, d'un rouge brun pesant 80g,8. Cette scorie devait contenir :

Oxide de plomb...	75,64	— 0,936	oxigène,	}	9,5
Protoxide de cuivre..	5,16	— 0,064			1.

10°. Culot métallique gris, pesant 11g,8; scorie cristalline à grandes lames comme la litharge, d'un jaune verdâtre, avec reflets rougeâtres, pesant 163g,50. L'analyse du culot métallique a donné

Plomb.......	10g,0	— 0,85
Cuivre......	1,8	— 0,15,

la scorie devait donc contenir :

Oxide de plomb.. . .	156g,64 — 0,958	oxigène.	15
Protoxide de cuivre..	6 ,86 — 0,042		1.

Cette expérience fait voir que quelque grande que soit la proportion de litharge, elle ne peut pas oxider tout le cuivre; tandis que le plomb est complétement oxidé par un petit excès de protoxide de cuivre (2).

Les mêmes scories, qui, lorsqu'on les fond avec du plomb, abandonnent une certaine quantité de cuivre, peuvent aussi laisser réduire une certaine proportion de plomb par le cuivre. J'ai chauffé 36g. de scories contenant environ 0,10 de protoxide de cuivre avec 10 de cuivre métallique. J'ai obtenu une scorie compacte, à cassure luisante, du plus beau rouge de sang (elle devait contenir une assez grande quantité de silice provenant du creuset) et un culot métallique rouge de cuivre à l'extérieur, d'un gris violacé et homogène à l'intérieur et pesant 10g,4; il s'ensuit qu'il était composé de

Cuivre.	9g, 40 — 0,904
Plomb.	1, 00 — 0,096,

et que la scorie avait dissous 0g,6 de cuivre, en laissant réduire 1g,1 d'oxide de plomb.

Il résulte des expériences précédentes, 1°. que le plomb ramène très-facilement et en totalité le deutoxide à l'état de protoxide; 2°. qu'il réduit le protoxide, mais non pas complétement, parce que l'oxide de plomb qui se forme en retient une partie; 3°. que la litharge n'oxide le cuivre qu'au premier degré et qu'elle ne peut pas être complétement réduite par ce métal; 4°. que les scories contiennent des proportions d'oxide de plomb et de protoxide de cuivre, qui varient selon les quantités relatives d'oxide de cuivre et de plomb ou d'oxide de plomb et de cuivre employées; 5°. et enfin qu'en refondant ces scories,

quelles qu'elles soient, avec du plomb ou avec du cuivre, il s'en précipite une certaine quantité de cuivre ou de plomb métalliques.

NOTE sur la pholérite, nouvel hydro-silicate d'alumine; par M. J. GUILLEMIN.

Ce minéral est d'une couleur blanche très-pure; il est formé de petites écailles convexes et d'un éclat nacré; il est doux au toucher et friable par la pression du doigt; il happe à la langue; plongé dans l'eau, il laisse dégager quelques bulles d'air sans offrir le phénomène de la lenzinite; il fait pâte avec l'eau : on n'a pas pu prendre sa densité.

Il est infusible au chalumeau; dans le matras, il donne de l'eau sans changer d'aspect; il est insoluble dans l'acide nitrique étendu d'eau, ce qui fournit un bon moyen de le séparer du carbonate de chaux, qui est souvent mélangé avec lui.

Deux grammes, desséchés pendant deux heures, ont été calcinés au rouge blanc; la perte a été de $0^{g},30$: elle est due à l'eau, reconnue dans un essai antérieur.

La recherche de l'acide fluorique et de l'acide phosphorique a été faite sur un gramme sans en obtenir d'indices. Il ne contient pas non plus de chaux.

$2^{g},50$, privés d'eau, ont été analysés à la manière des pierres : on a obtenu $1^{g},25$ de silice et $1^{g},225$ d'alumine. La perte $= 0^{g},025$.

L'alumine dissoute dans l'acide sulfurique a laissé un résidu de silice inappréciable.

La silice, qui avait été trop desséchée, reprise par un acide, a donné 0,012 d'alumine. On voit ci-après le résultat de deux analyses et la composition calculée dans la supposition que la formule atomique est $\dddot{A}\dddot{S} + 2Aq$.

Sur 100 parties, la composition de ce minéral est

Silice.	42,925 — 41,65 — 40,750
Alumine.	42,075 — 43,35 — 43,886
Eau.	15,000 — 15,00 — 15,364.

L'excès de silice donné par l'analyse peut provenir des grès et des schistes sur lesquels cette substance se trouve, et d'où on ne peut l'enlever qu'en grattant. L'apparence extérieure de ce minéral annonce bien une combinaison chimique, et je pense que sa composition est exprimée par la formule ci-dessus remarquable par sa simplicité.

Ce minéral ne se rapporte à aucun autre connu jusqu'à ce jour : il doit faire espèce dans la famille des silicates d'alumine. Comme son nom chimique est un peu long, et qu'il ne le distingue pas des autres composés du même genre, je propose celui de *pholérite*, de sa forme en écailles nacrées.

Cette substance se trouve dans le terrain houiller de Fins (Allier), remplissant les fissures de quelques rognons de minerais de fer et les fentes de couches de grès et de schistes argileux. Elle forme des taches blanches sur ces diverses roches ; les ouvriers leur donnent, dans ce cas, le nom de *terrain fleuri*, qui exprime assez bien la disposition. On la rencontre assez abondamment, mais jamais en gros morceaux ; elle est souvent accompagnée de chaux carbonatée lamillaire. Je possède un échantillon de fer carbonaté argileux des mines de Rive-de-Gier, qui contient également de la pholérite. Dernièrement, je l'ai rencontrée dans le terrain houiller de Mons, sur la concession de Cache-Après. On la retrouvera sans doute dans d'autres localités : jusqu'ici on l'avait prise pour de la lithomarge ou de la stéatite.

ORDONNANCES DU ROI,

CONCERNANT LES MINES,

RENDUES PENDANT LA FIN DU TROISIÈME TRIMESTRE DE 1825 ET LE COMMENCEMENT DU QUATRIÈME DE CETTE MÊME ANNÉE.

ORDONNANCE du 10 *août* 1825, *portant concession des mines de fer de Saint-Gervais* (Hérault).

Mines de fer de St.-Gervais.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.

ART. Ier. Il est fait concession au sieur Philippe-François Didier Usquin et compagnie, des mines de fer de Saint-Gervais, département de l'Hérault, sur une étendue de quatorze kilomètres carrés, soixante-sept hectares, limitée conformément au plan joint à la présente Ordonnance, comme il suit, savoir :

A l'ouest, par la rivière de Saint-Gervais, en la descendant depuis le point aval de la culée du pont de Saint-Gervais, établi sur la route d'Agde à la Canne, jusqu'à son confluent avec la rivière de Marre; par la rive gauche de cette rivière de Marre, en la remontant jusqu'au confluent du ruisseau de Peyremale, puis par ce ruisseau, en le remontant jusqu'à son intersection avec une ligne droite tirée du clocher de Peyremale au confluent du ruisseau de Rougas avec la rivière de la Marre;

Au nord et à l'est, par cette dernière ligne droite, jusqu'au confluent du ruisseau de Rougas avec la rivière de Marre, puis par la rive droite de la rivière de Marre jusqu'à son intersection avec une ligne droite tirée du clocher de Clairac à la métairie du Mas de Soulié;

Au sud, par la ligne droite sus-indiquée, depuis son intersection avec la rivière de Marre jusqu'au Mas de Soulié ;

Au sud-ouest, par le chemin de communication du Mas de Soulié avec la route d'Agde à Carcassonne, nº. 7, jusqu'à son intersection avec la route, point auquel il sera planté une borne, et par la partie de ladite route comprise entre le chemin du Mas de Soulié et la culée du pont de Saint-Gervais, point de départ.

Usine à fer de Pombié.

ORDONNANCE du 10 *août* 1825, *concernant l'usine à fer de Pombié* (Lot-et-Garonne).

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.

ART. Ier. Le sieur Delsey fils, est autorisé à remettre en activité et à augmenter d'un martinet l'usine à fer de Pombié, sise dans la commune de Cuzorn, alimentée par les eaux du ruisseau de la Lemance, département de Lot-et-Garonne.

ART. II. En conséquence la consistance de cette usine est et demeure fixée en un feu catalan, à l'instar de ceux du pays de Foix, un feu de martinet et quatre marteaux, qui ne devront pas excéder en poids, l'un huit quintaux métriques, le deuxième quatre quintaux métriques, chacun des deux autres, deux quintaux métriques : le tout conformément au plan joint à la présente Ordonnance.

ART. III. La présente permission est accordée dans les limites du droit de partage des eaux, déterminé par le jugement en dernier ressort de la Table de marbre du Palais à Bordeaux, rendu, le 7 septembre 1746, en faveur des devanciers du sieur Bergues, plaidant contre le sieur Delsey, sauf le renvoi aux tribunaux de toute contestation relative au mode d'application de ce réglement, conformément à l'article 645 du Code civil.

ART. VIII. Il ne pourra employer pour le service de son martinet d'autre combustible que de la houille.

ART. IX. Il ne pourra s'approvisionner de minerai de fer que dans les exploitations légalement autorisées.

ORDONNANCE du 10 août 1825, portant que le sieur Legrand, *directeur du haut-fourneau de Fallon, est autorisé à construire, conformément au plan ci-joint à la présente Ordonnance, trois lavoirs à bras (affectés exclusivement au fourneau de Fallon) pour le lavage du minerai de fer, au lieu dit canton de Remail, commune d'Aroz* (Haute-Saône). Haut-fourneau de Fallon.

ORDONNANCES portant concessions de mines de houille dans l'arrondissement houiller de Saint-Étienne (Loire). Mines de houille de Saint-Étienne.

[Suite (1).]

34. *ORDONNANCE du 17 août 1825.*

ART. Ier. Il est fait, sous le nom de concession du Mouillon, aux sieurs Guétat, Donzel et compagnie domiciliés à Rive-de-Gier, concession des mines de houille faisant partie du périmètre n°. 15 de l'arrondissement houiller de Saint-Etienne (Loire), et comprises dans les limites ci-après :

A l'ouest, à partir de la limite nord de la concession du Grand-Gourd-Marin, une droite passant par les carrefours G, H, ou par l'angle sud-ouest de la terre Gay, d'une part, et l'angle nord des terres Verpilleux et Bély, d'autre part, jusqu'à son intersection avec une autre droite tirée du clocher de Saint-Genis-Terre-Noire à l'angle nord de la maison Béthenod ;

Au nord, de cette intersection, la droite dirigée sur l'angle nord de la maison Béthenod, mais arrêtée à la rencon-

(1) Voyez, *Annales des mines*, t. X, pag. 367, une note des Rédacteurs relative aux Ordonnancos dont il s'agit.

tre d'une autre droite passant par les points L, M, ou par l'angle nord des terres de Granges et Chièze, d'une part, et l'angle méridional des terres Costes et Craponne, d'autre part;

A l'est, de cette rencontre, la dernière droite décrite, jusqu'à son intersection avec la limite nord de la concession des Verchères;

Au sud, de cette intersection, d'abord la limite nord de la concession des Verchères, puis celle de la concession du Gourd-Marin, jusqu'au point de départ.

Les limites ci-dessus comprennent une étendue superficielle de soixante hectares.

35. *Ordonnance du* 17 *août* 1825.

Art. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Couzon, aux sieurs Allimand, Bernard et consorts, concession des mines de houille comprises dans le périmètre n°. 17 de l'arrondissement houiller de Saint-Etienne (Loire).

Cette concession, dont l'étendue superficielle est de cinquante hectares, est limitée ainsi qu'il suit, conformément au plan qui restera annexé à la présente Ordonnance :

Au nord, de l'embouchure du ruisseau de Bourbouillon dans le Gier, l'axe du cours du Gier jusqu'à l'embouchure du ruisseau de Felon;

A l'ouest, du milieu de l'embouchure du ruisseau de Feloin, une ligne droite tirée au confluent des ruisseaux de Gerlin et de Couzon, mais terminée à son intersection avec une droite tirée du point de jonction du ruisseau d'Egarande et du chemin de service venant de Rive-de-Gier par les Combes, à un autre point pris sur le ruisseau de Bourbouillon à deux cents mètres de son embouchure dans le Gier;

Au sud, de cette intersection, la ligne droite aboutissant au point pris sur le ruisseau de Bourbouillon, à deux cents mètres de son embouchure;

A l'est, de ce point, l'axe du ruisseau de Bourbouillon jusqu'à son embouchure dans le Gier, point de départ.

36. *Ordonnance du* 17 *août* 1825.

Art. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Gravenand, aux sieurs Vitton, Gauthier de Gravenand et consorts, domiciliés à Lyon et à Gravenand, concession des mines de houille faisant partie du périmètre n°. 15 de l'arrondissement houiller de Saint-Etienne (Loire), et comprises dans les limites ci-après :

A l'ouest, la ligne droite tirée du clocher de Saint-Genis-Terre-Noire, à l'angle nord de la maison Riocreux;

Au sud, de cet angle, les limites nord de la concession du Gourd-Marin, jusqu'à leur intersection avec une ligne droite passant par les carrefours G', H, ou bien par l'angle sud-ouest de la Terre-Guy, d'une part, et par les angles nord des terres Verpilleux et Bély, d'autre part;

A l'est, la dernière droite décrite, jusqu'à sa rencontre avec une autre ligne tirée de l'angle nord de la maison Béthenod au clocher de Saint-Genis-Terre-Noire, point de départ.

Les limites ci-dessus comprennent une étendue superficielle de quatre-vingt-onze hectares, conformément au plan, qui restera annexé à la présente ordonnance.

37. *Ordonnance du* 17 *août* 1825.

Art. Ier. Il est fait, sous le nom de concession de Crozagaque, aux sieurs Fleur-de-Lix, oncle et neveux, concession des mines de houille faisant partie du périmètre n°. 15 de l'arrondissement houiller de Saint-Etienne (Loire), comprises dans les limites ci-après :

A l'est, à partir de la limite nord de la concession des Verchères, le cours du ruisseau de Fetoin, jusqu'au confluent du ruisseau de la Catonnière, puis ce dernier ruisseau jusqu'à la rencontre de la droite tirée du puits Pyro-Jacques à l'angle sud-ouest de la maison des sieurs Dugas de la Catonnière, et de cette rencontre, ladite droite prolongée jusqu'à son intersection avec la ligne tirée de l'angle

nord de la maison Béthenod, au clocher de Saint-Genis-Terre-Noire;

Au nord, de cette intersection, la même droite dirigée sur le clocher de Saint-Genis-Terre-Noire, mais arrêté à son intersection avec une ligne passant par les points L, M, ou par l'angle nord des terres Desgranges et Chièze d'une part, et l'angle méridional des terres Costes et Craponne d'autre part;

A l'ouest, la ligne droite passant par les points L, M, jusqu'à son intersection avec la limite nord de la concession des Verchères;

Au sud, de cette intersection, la limite nord de la concession des Verchères, jusqu'au ruisseau de Fétoin, point de départ.

Les limites ci-dessus comprennent une étendue superficielle de soixante-seize hectares.

Forge de Guilhot en la commune de Benagues.

ORDONNANCE du 17 *août* 1825, *portant que le sieur* d'Orgeix *est autorisé à ajouter, conformément à sa demande et au plan joint à la présente Ordonnance, un second feu de fusion, et un second marteau à la forge dite de Guilhot, qu'en vertu de l'Ordonnance royale du* 24 *juillet* 1822, *il a érigée en la commune de Benagues* (Ariège) (1).

Mine de plomb argentifère de Longefay.

ORDONNANCE du 17 *août* 1825, *portant concession de la mine de plomb argentifère de Longefay* (Rhône).

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.

ART. Ier. Il est fait concession au sieur Maurice Ange de Marnas, de la mine de plomb argentifère de Longefay, commune de Poulle, département du Rhône, sur une éten-

(1) Voyez *Annales des Mines*, t. VII, p. 637.

due superficielle de trois kilomètres carrés, limitée suivant le plan joint à la présente ordonnance; savoir :

Au nord, déclinant à l'est, par une ligne suivant les bornes qui servent de confins à la commune de Poulle et à celle de Saint-Didier-sur-Beaujeu;

A l'est, déclinant au sud, par les bornes qui séparent la commune de Poulle et celle de Claveizolles;

Au sud, déclinant à l'ouest, par la rivière d'Azergue, depuis la dernière borne du territoire de Claveizolles jusqu'au chemin de Poulle à Saint-Didier-sur-Beaujeu;

A l'ouest, déclinant au nord, par ce chemin, depuis la rivière d'Azergue jusqu'aux confins des communes de Poulle et de Saint-Didier, point de départ.

Patouillets d'Etrochey.

Ordonnance du 17 août 1825, concernant deux patouillets situés en la commune d'Etrochey (Côte-d'Or).

(Extrait.)

Charles, etc., etc., etc.

Art. Ier. L'Ordonnance du 22 janvier 1824 (1), qui autorise le sieur Poussy à conserver et tenir en activité les deux patouillets qu'il possède sur la rivière de Seine, commune d'Etrochey, département de la Côte-d'Or, ainsi qu'ils sont marqués sur les plans joints à ladite ordonnance, est rendue sur la demande du sieur Aimé-Basile Poussy:

En conséquence, toutes les dispositions de cette Ordonnance sortiront, à son profit, leur plein et entier effet.

---

(1) Voyez *Annales des Mines*, t. IX, p. 423.

Mines de houille du Sardon.

Ordonnance du 17 août 1825, qui, pour les années 1825, 1826, 1827, 1828 et 1829, fixe, sous forme d'abonnement, la redevance proportionnelle des mines de houille comprises dans la concession du Sardon (Loire).

Mines de sel-gemme.

Ordonnance du 21 août 1825, portant concession au domaine de l'État des mines de sel-gemme existant dans les départemens de la Meurthe, du Bas-Rhin, de la Haute-Saône, etc.

Charles, etc., etc., etc.;

Vu la loi du 6 avril 1825, portant que le domaine de l'Etat sera mis en possession des mines de sel-gemme existant dans les départemens de la Meurthe, du Bas-Rhin, de la Haute-Saône, du Doubs, du Jura, de la Meuse, de la Moselle, du Haut-Rhin, des Vosges et de la Haute-Marne;

Vu la demande en indemnité formée par la compagnie Thonnelier, en vertu de l'article 16 de la loi du 21 avril 1810;

Vu les avis du Conseil général des Mines, des 7 et 22 février 1821 et du 20 juin 1825;

Vu toutes les autres pièces jointes au dossier;

Sur le rapport de notre Ministre secrétaire d'État au département de l'intérieur;

Notre Conseil d'État entendu;

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit:

Art. Ier. Il est fait concession au domaine de l'État, pour en jouir en toute propriété, conformément à la loi du

21 avril 1810 et à celle du 6 avril 1825, des mines de sel-gemme existant dans les départemens de la Meurthe, du Bas-Rhin, de la Haute-Saône, du Doubs, du Jura, de la Meuse, de la Moselle, du Haut-Rhin, des Vosges et de la Haute-Marne; cette concession comprend le territoire actuel de ces dix départemens, dont la surface est évaluée à cinquante-trois mille sept cent soixante-seize kilomètres carrés.

Art. II. Le droit attribué aux propriétaires de la surface de la concession, par les articles 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines de sel-gemme, est réglé, pour les terrains compris dans l'étendue de six cent quarante-cinq kilomètres carrés, demandée en concession en 1820 par la compagnie Thonnelier, et dont la délimitation a été indiquée dans les affiches apposées au sujet de cette demande, à une redevance éventuelle de trois francs par are de terrain, redevance qui sera payée annuellement par le concessionnaire aux propriétaires de tous les terrains sous lesquels il sera établi un champ d'exploitation, pendant tout le temps que ce champ d'exploitation sera en activité.

Il sera statué ultérieurement sur les droits des propriétaires des terrains non compris dans l'étendue de six cent quarante-cinq kilomètres carrés, ci-dessus indiquée, lorsque ces propriétaires auront été appelés à faire connaître leurs prétentions, conformément à ce que prescrit la loi du 21 avril 1810.

Art. III. Le concessionnaire paiera en outre aux propriétaires de la surface les indemnités déterminées par les articles 43 et 44 de la loi du 21 avril 1810, relativement aux dégâts et non jouissance de terrains occasionnés par les exploitations.

Art. IV. Le droit attribué aux inventeurs par l'article 16 de la loi du 21 avril 1810 est réglé à deux millions de fr., indépendamment du remboursement des avances qu'ils ont faites pour la recherche de sel-gemme, et pour les travaux existant à l'époque de l'octroi de la concession.

L'estimation de ces travaux sera faite de gré à gré, ou, en cas de contestation, par le Conseil de préfecture du dé-

partement de la Meurthe, en exécution de l'article 46 de la loi du 21 avril 1810.

Art. V. Le concessionnaire se conformera, pour l'exploitation des mines et pour la préparation des produits, aux dispositions du cahier des charges, qui sera ultérieurement dressé, ainsi qu'aux lois et réglemens intervenus et à intervenir sur le fait des mines et usines.

Art. VI. Nos Ministres secrétaires d'État aux départemens de l'intérieur et des finances sont chargés, chacun en ce qui le concerne, de l'exécution de la présente Ordonnance, qui sera insérée par extrait au Bulletin des lois.

Forges de Baerenthal.

Ordonnance du 1er. septembre 1825, concernant les forges de Baerenthal (Moselle).

(Extrait.)

Charles, etc., etc., etc.

Art. Ier. Le sieur Jacques Coulaux, propriétaire des forges de Baerenthal, département de la Moselle, est autorisé, conformément aux plans de masse et de détails joints à la présente Ordonnance :

1°. A construire dans ces forges deux feux d'affinerie pour l'acier brut, deux feux de raffinerie, un gros marteau et un martinet, en remplacement d'une chaufferie, d'un four à réverbère et d'un martinet qui existaient dans lesdites forges avant le 21 avril 1810;

2°. A conserver et tenir en activité le four de cémentation qu'il a construit dans les mêmes usines.

Art. IV. Les deux feux d'affinerie seulement pourront être alimentés par du charbon de bois; ceux de raffinerie et le four de cémentation ne pourront faire usage que d'un combustible minéral.

ORDONNANCE du 1er. *septembre* 1825, *concernant des lavoirs établis sur la rivière de Suize, au lieu dit* de Chevrancourt (Haute-Marne).

Lavoirs de Chevrancourt.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.

ART. Ier. Le sieur Mion-Bouchard est autorisé à conserver et tenir en activité les cinq lavoirs établis pour le lavage du minerai de fer sur la rivière de Suize, au lieu dit de Chevrancourt, commune de Chaumont, département de la Haute-Marne, et à l'emplacement représenté au plan ci-joint.

ART. II. L'impétrant est tenu de creuser près desdits lavoirs, et dans l'emplacement déterminé par le plan, un bassin de soixante mètres de longueur, dix mètres de largeur et un mètre trente-trois centimètres au moins de profondeur. Il est tenu en même temps de reporter sur la droite de leurs emplacemens actuels le sous-biez du moulin de Chevrancourt et le cours de la Suize, et d'ouvrir les nouveaux lits indiqués sur le plan par des lignes noires ponctuées.

ART. III. A partir du 1er. avril de chaque année jusqu'au 1er. octobre suivant, les eaux sortant des lavoirs seront, par un canal séparé du sous-biez, dirigées dans le bassin, d'où elles ne s'écouleront que par un déversoir de superficie établi sur le côté le plus éloigné des lavoirs, et de même longueur que ce dernier.

ART. V. Le sieur Mion-Bouchard ou ses ayant cause seront tenus au curage du bassin, dès que la surface du dépôt aura atteint la hauteur d'un mètre au-dessus du fond.

ART. VI. Ils seront passibles envers qui de droit de tous dommages et intérêts qui pourront être réclamés auprès des tribunaux pour le fait des dégâts qui résulteraient des contraventions à l'article précédent, et de ceux occasionnés par les eaux qui entraîneraient les terres provenant du curage du bassin ou qu'on aurait laissées s'accumuler dans le voisinage.

ART. VIII. Le sieur Miou-Bouchard ne pourra remettre

en activité ses cinq lavoirs avant d'avoir exécuté les travaux ci-dessus prescrits.

Usine de Lombroy.

ORDONNANCE du 1er. septembre 1825, portant autorisation d'établir à Lombroy (Marne) *une usine pour le traitement du minerai de fer.*

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. Le sieur Roussel est autorisé à établir à Lombroy, commune de Trois-Fontaines, département de la Marne, une usine pour la préparation et la fusion du minerai de fer; cette usine sera composée, conformément aux plans de masse et de détails joints à la présente ordonnance :

1°. D'un haut-fourneau dont la machine soufflante sera mue sans emploi de cours d'eau ;

2°. D'un bocard à minerais.

ART. III. Le niveau actuel de l'étang sera maintenu ; son déversoir, qui est hors d'état de service, sera reconstruit, et le nouveau seuil établi absolument dans la même position que l'ancien, où il sera fixé un repère solide et durable ; ce repère sera isolé et placé dans un lieu apparent.

Il sera établi, à la suite de l'étang, un ou plusieurs bassins d'épuration d'une capacité suffisante pour contenir les eaux qui auront servi à laver le minerai et à le clarifier ; cet établissement sera disposé de manière à ne pas nuire au chemin de Robert-Espagne à Saint-Didier.

ART. VIII. Il ne pourra employer dans son usine que des minerais provenant d'exploitations légalement autorisées.

ART. XI. Il reste responsable des dommages que pourrait occasionner le lavage des minerais, en donnant aux eaux qui sortiront des bassins des qualités nuisibles.

ORDONNANCE du 1er. septembre 1825, portant autorisation d'établir un haut-fourneau sur le cours du Doubs, en la commune de Torpes.

Haut-fourneau de Torpes.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. Le sieur Charles Saint est autorisé à établir, conformément au plan joint à la présente ordonnance, sur le cours du Doubs, commune de Torpes, département du Doubs, un haut-fourneau propre à la fusion du minerai de fer.

Cette usine sera mise en activité dans le délai d'un an au plus tard, à dater de la notification de la présente ordonnance; elle sera en outre tenue en activité constante, et ne pourra chômer sans cause reconnue légitime par l'administration.

ART. X. Le sieur Saint ne pourra employer dans son usine que des minerais pour l'exploitation desquels il aura été satisfait aux dispositions prescrites par la loi du 21 avril 1810.

ORDONNANCE du 1er. septembre 1825, portant autorisation d'établir des usines à fer en la commune de Pont-sur-l'Ognon (Haute-Saône).

Usines de Pont-sur-l'Ognon.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. Les sieurs Blum sont autorisés à établir, conformément à leur demande et au plan ci-joint, sur la rivière de l'Ognon, commune de Pont-sur-l'Ognon, département de la Haute-Saône, dans un emplacement à eux appartenant :

(A) Une usine pour l'affinage et l'étirage du fer, composée :

1°. D'un feu, dit *finerie*, pour la fusion de la fonte et sa conversion en *fine-métal*;

2°. De huit fours à réverbère, accolés deux à deux, pour l'affinage des fontes;

3°. D'un gros marteau et de deux paires de cylindres préparateurs;

4°. De deux fours à réverbère accolés, pour chauffer les barres de fer ébanchées;

5°. De deux paires de cylindres étireurs.

(B) Une usine pour la fabrication de la tôle et du fer-blanc, composée :

1°. De huit fours à réverbère, accolés quatre à quatre, pour chauffer les barres de fer et recuire la tôle;

2°. De quatre laminoirs avec tous leurs accessoires.

ART. III. Les impétrans ne pourront consommer dans lesdites usines que des combustibles minéraux.

Mines de houille de Saint-Étienne.

ORDONNANCES *portant concessions de mines de houille dans l'arrondissement houiller de Saint-Étienne* (Loire).

[Suite (1).]

38. ORDONNANCE *du* 6 *septembre* 1825.

ART. Ier. Il est fait aux sieurs Pierre-Antoine et Jean-Franç.-Magloire Mortier père et fils, sous le nom de concession de Couloux, concession des mines de houille comprises dans le périmètre n°. 15 *bis* de l'arrondissement houiller de Saint-Étienne, département de la Loire, et limitée ainsi qu'il suit, conformément au plan annexé à la présente Ordonnance;

A l'ouest et au nord-ouest, du milieu de l'embouchure du ruisseau de Seloin dans le Gier, l'axe du cours de ce ruisseau jusqu'au confluent du ruisseau de la Catonnière; puis l'axe du cours de ce dernier ruisseau jusqu'à la rencontre de la ligne droite tirée du centre du puits Piro-Jacques à l'angle sud-ouest de la maison de maître appartenant au sieur Dugas-de-la-Catonnière;

A l'est, de cette rencontre, la ligne droite tirée au centre du puits Piro-Jacques; puis l'axe du chemin de service tendant de la Catonnière et Mont-Joint, à Rive-de-Gier, jusqu'à l'angle est de la maison Barrot; de cette

(1) Voyez la note de la page 493 de ce volume.

maison, une ligne droite, longeant, du côté de l'est, la maison et le jardin du sieur Derolland, traversant la grande route de Saint-Étienne à Lyon, et prolongée jusqu'au milieu du cours du Gier;

Au sud, de ce point sur le Gier, le cours de cette rivière jusqu'au milieu de l'embouchure du ruisseau de Seloin, point de départ.

Les limites indiquées ci-dessus renferment une étendue superficielle de vingt-sept hectares.

Mines d'anthracite de Gomer.

ORDONNANCE du 6 septembre 1825, portant concession des mines d'anthracite de Gomer (Mayenne).

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc;

ART. Ier. Il est fait aux sieurs Anselme Bucher père et fils, Armand-Jean Bernard, et Étienne-Carré Durocher, concession des mines d'anthracite de Gomer, département de la Mayenne, sur une étendue de dix kilomètres carrés vingt-trois hectares.

ART. II. Cette concession est limitée ainsi qu'il suit, conformément aux plans fournis par la société Bucher, et dont une expédition restera annexée à la présente Ordonnance:

A partir du clocher de Saint-Brice, par une ligne droite tirée au clocher de Préaux, formant une des limites de la concession Thoré-Cohendet, Cherouvrier et consorts, et s'arrêtant à son point d'intersection avec l'axe de la route de Château-Gontier à Sablé; de ce point d'intersection, une droite menée à la Manchottière; de la Manchottière au moulin de Belair, en ligne droite; du moulin de Belair, en ligne droite, au clocher de Boues; de ce clocher au moulin à vent de Petite-Roche, en ligne droite; du moulin de Petite-Roche à celui de la Caguardière, en ligne droite; enfin, de ce dernier point, en ligne droite, au clocher de Saint-Brice, point de départ.

ART. V. Les concessionnaires se conformeront exactement au cahier des charges souscrit par eux, et qui restera annexé à la présente Ordonnance.

Mines d'anthracite de la Bazouge-de-Chemeré.

ORDONNANCE du 6 septembre 1825, portant concession des mines d'anthracite de la Bazouge-de-Chemeré (Mayenne).

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. Il est fait concession aux sieurs Michel Liziard, René Chantelou, Pierre Rocher, René Roblot, Cyprien Legras, et comte de la Rochelambert, des mines d'anthracite de la Bazouge-de-Chemeré situées dans l'arrondissement de Laval, département de la Mayenne.

ART. II. Cette concession est limitée ainsi qu'il suit :

1°. Au nord, par une ligne droite menée du clocher de Soulgé, route de Laval au Mans, au pont de la Vaige sur la même route ;

2°. A l'est, par le cours de la Vaige, jusqu'à la Bazouge-de-Chemeré ;

3°. Au sud, du clocher de la Bazouge par une ligne droite jusqu'à celui de Bazouger ;

4°. A l'ouest, par une ligne droite du clocher de Bazouger jusqu'à celui de Soulgé, point de départ.

Les limites ci-dessus comprennent une étendue superficielle de trente-deux kilomètres carrés vingt-sept hectares, conformément au plan signé par l'ingénieur des mines, les 18 mars 1824 et 24 mai 1825, et visé par le préfet le 27 juillet 1825. Ledit plan restera annexé à la présente Ordonnance.

ART. VI. Les concessionnaires se conformeront aux clauses et conditions exprimées dans le cahier des charges délibéré en conseil général des Mines, et qu'ils ont accepté le 28 mai 1825. Ce cahier des charges restera annexé à la présente Ordonnance.

Ordonnance du 23 septembre 1825, concernant les usines à fer établies à Vraincourt (Haute-Marne). Usines de Vraincourt.

(Extrait.)

CHARLES, etc., etc., etc.;

ART. Ier. Les héritiers de la dame Antoinette-Louise-Marie Croizat de Thiers, veuve du sieur Casimir-Léon de Béthune-Pologne, sont autorisés à conserver et tenir en activité les usines à fer que ladite dame possédait à Vraincourt, sur la rivière de Marne, département de la Haute-Marne.

ART. II. La consistance de cette usine est et demeure fixée, conformément aux plans joints à la présente ordonnance, comme il suit; savoir, 1°. un haut-fourneau; 2°. deux feux de forges ou d'affineries; 3°. un patouillet; 4°. un bocard à crasses.

Ordonnance du 23 septembre 1825, qui, d'une part, prescrit diverses mesures à suivre pour les eaux des forges haute et basse de Chamouilley (Haute-Marne); *et, d'une autre part, rend les propriétaires de ces forges garans et responsables de tous dommages qui pourraient résulter de la surtension des eaux, et de toute dégradation provenant de l'inexécution des charges qui leur sont imposées par la présente Ordonnance.* Forges de Chamouilley.

Ordonnance du 5 octobre 1825, portant résiliation de la concession des mines de lignite pyriteux de Sainte-Marguerite (Seine-Inférieure). Mines de Sainte-Marguerite.

CHARLES, etc., etc., etc.;

Sur le rapport de notre Ministre secrétaire d'État au département de l'intérieur;

Vu la demande adressée au préfet de la Seine-Inférieure, le 23 août 1824, par le sieur Victor de la Halle, tendant à obtenir la résiliation de la concession de lignite pyriteux

de Sainte-Marguerite, accordée par décret du 14 mars 1808 au sieur Hellot;

L'arrêté du préfet du 14 octobre 1824, ordonnant les publications et affiches de la demande pendant deux mois, les certificats constatant ces publications et affiches;

Le rapport de l'Ingénieur des Mines, du 8 février 1825, approuvé par l'Ingénieur en chef, le 14 du même mois;

L'avis du préfet, du 5 mars suivant;

L'avis du Conseil général des Mines, du 11 juillet 1825, adopté par notre Conseiller d'État, Directeur général des Ponts et Chaussées et des Mines;

Vu le décret du 14 mars 1808;

Notre Conseil d'État entendu;

Nous avons ordonné et ordonnons ce qui suit:

Art. Ier. La demande du sieur Victor de la Halle, tendant à obtenir la résiliation de la concession de lignite pyriteux de Sainte-Marguerite, département de la Seine-Inférieure, faite par décret du 14 mars 1808, est accordée.

En conséquence, le sieur Victor de la Halle, ou ses représentans, ne seront plus soumis, pour les frais de cette minière, à aucune des redevances établies par la loi du 21 avril 1810.

Art. II. Il ne pourra plus être fait ni par l'impétrant, ni par aucun autre, aucune sorte d'extraction ou de travaux sur cette minière, qu'en vertu d'une permission accordée conformément aux formes établies par l'article 71 de la loi du 21 avril 1810.

Art. III. Nos Ministres secrétaires d'État aux départemens de l'intérieur et des finances sont chargés de l'exécution de la présente Ordonnance, qui sera insérée au Bulletin des lois.

Forge de Niaux.

Ordonnance *du* 5 *octobre* 1825, *portant que le sieur* Julien Rousse *est autorisé, conformément à sa demande et aux plans joints à la présente Ordonnance, à convertir l'un des feux de martinet qu'il possède dans la commune de Niaux* (Ariège) *en un foyer de forge à la catalane, et que cet impétrant ne pourra s'approvisionner de minerais de fer que dans des exploitations légalement autorisées.*

(La suite à la prochaine Livraison.)

TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE TOME XI.

Géologie et Minéralogie.

Chimie : Recherches docimastiques ; Analyses de substances minérales.

Minérallurgie : Arts qui en dépendent.

Exploitation des Mines.

Mécanique, Arts de construction et Objets divers.

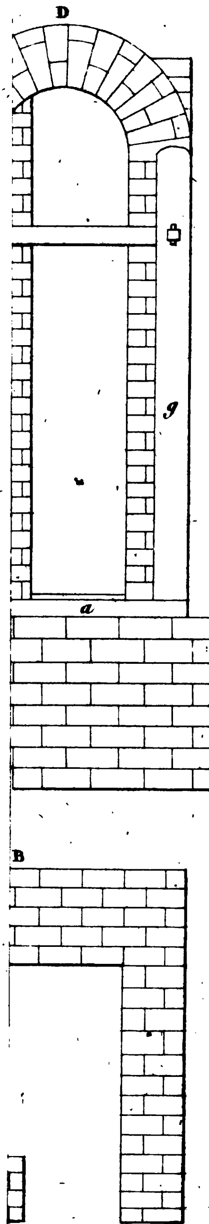
Annonces.

Ordonnances royales concernant les Mines.

Planches jointes à ce Tome.

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES.

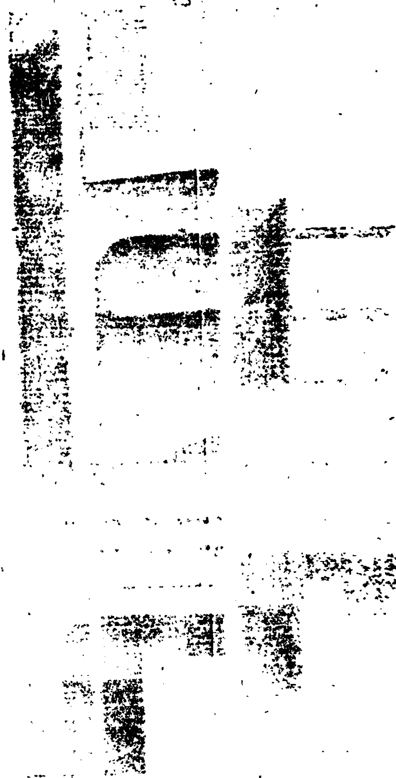
Imprimerie de Madame HUZARD (née VALLAT LA CHAPELLE), rue de l'Eperon, n°. 7.

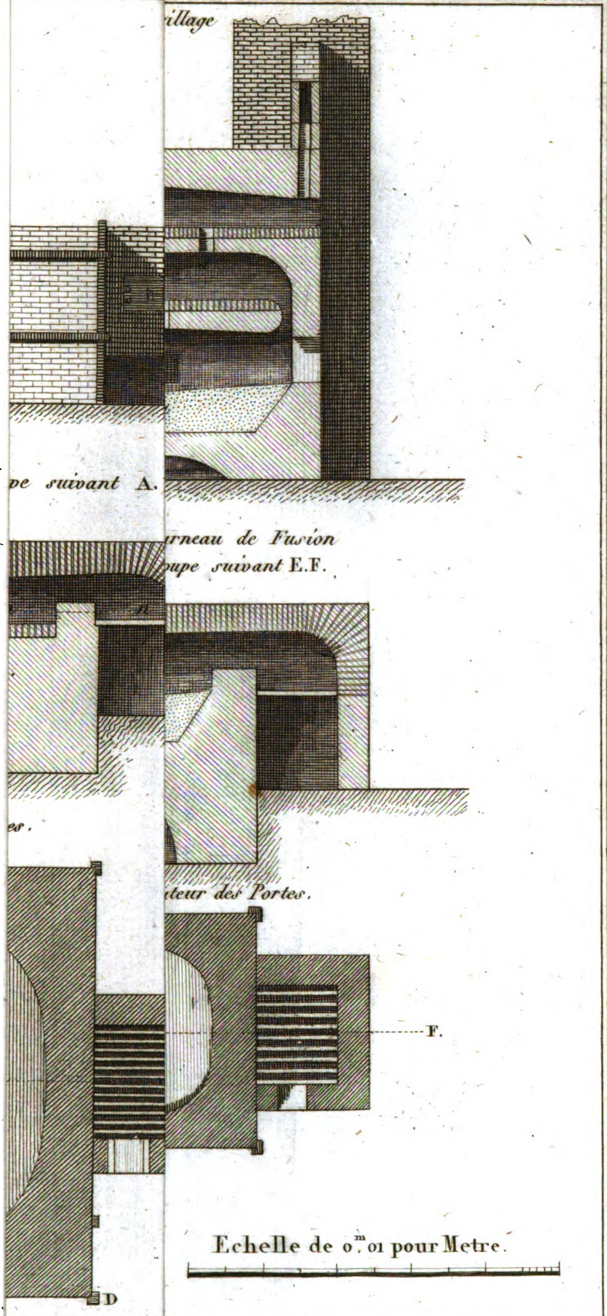






Gravé par Berthe.





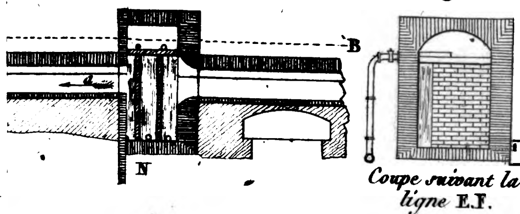
Gravé par Berthe, rue St. Jacques No. 66.

AITEMI

onstruit p.

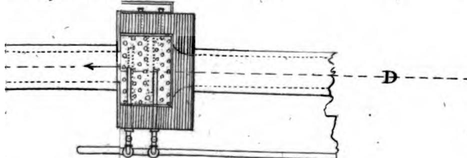
qui se d

Fig. 3.



Coupe suivant la ligne E.F.

Cette portion



Gravé par Berthe.

Fourneau à réverbère
r le minerai de plomb,
l dans le pays des Grisons.

Fig. 1.

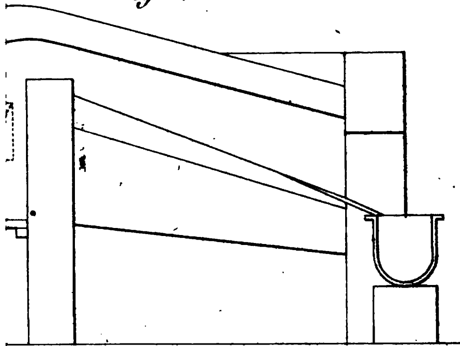
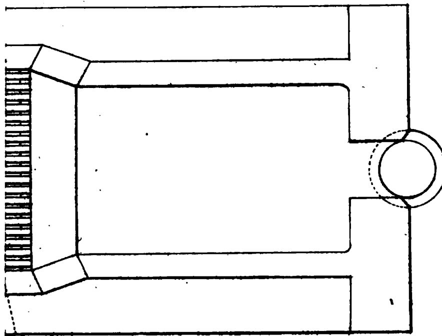
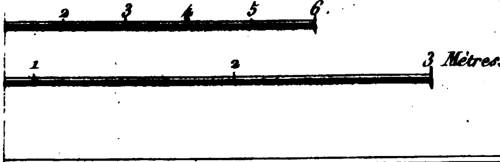
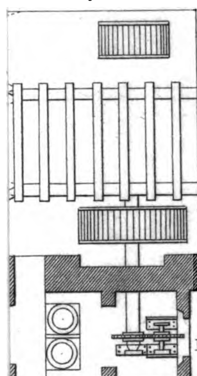


Fig. 2.

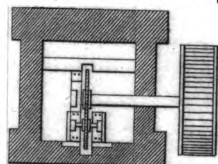




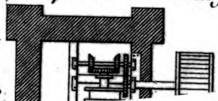
·e Malapane.

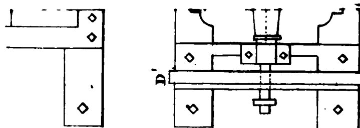


3. Coupe suivant E F. de fig. 2.



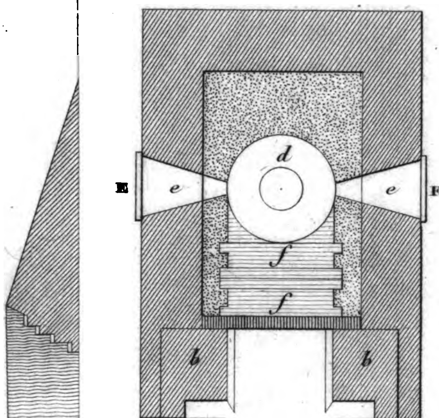
4. Coupe suivant C.D. de fig. 2.

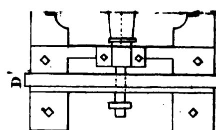




.VI.

Fig. 5. Coupe suivant IK. fig. 9.





10 pieds du Rh

Mach

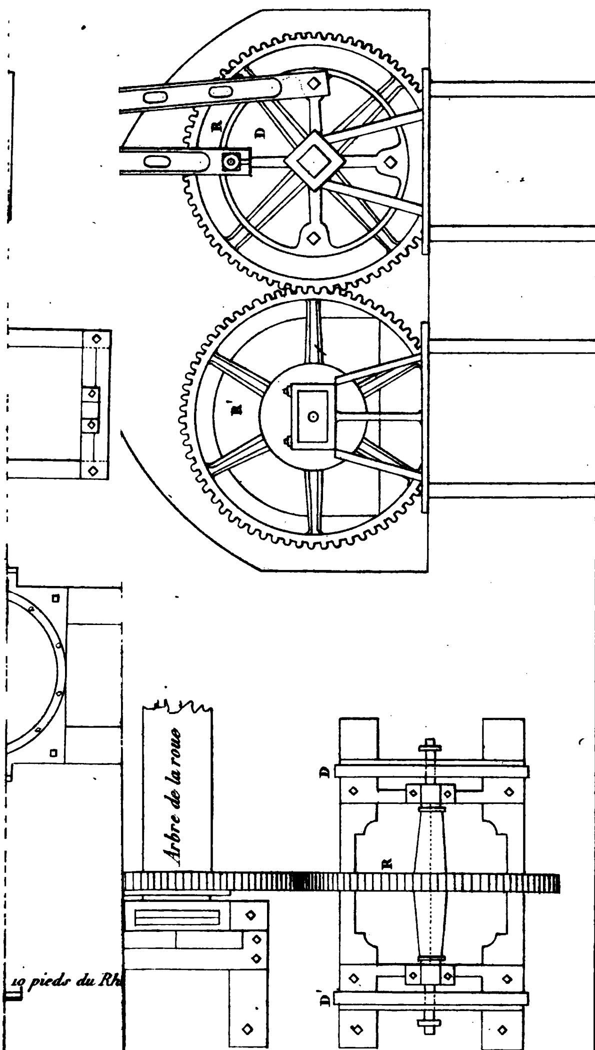


Fig. 5. ...nos cylindre. ...du noyau.

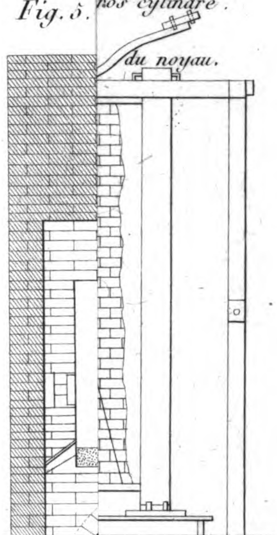
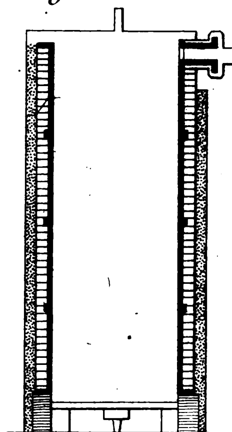


Fig. 11. Pièce coulée.



...figure 9.

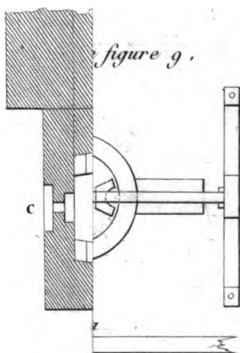


Fig. 12. Plan de fig. 11.

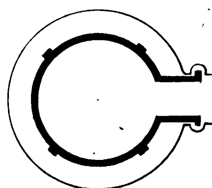
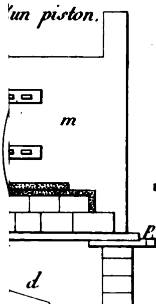


Fig. 4. ...un piston.



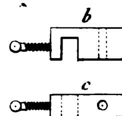
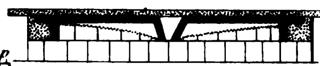


Fig. 15. Vue du piston coulé.



Gravé par Berthe, Rue St. Jacques, No. 66.

Fig. 1. Elévation longitudinale du gros cylindre.

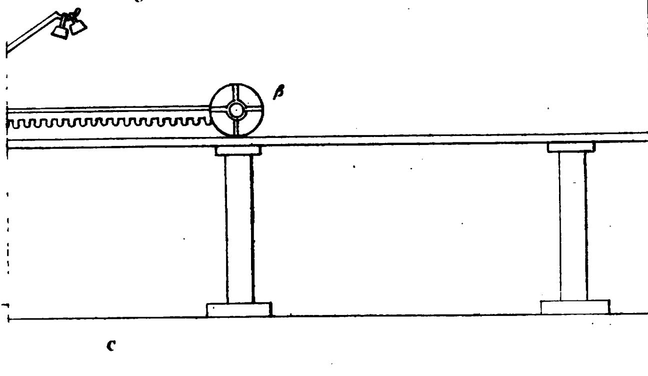
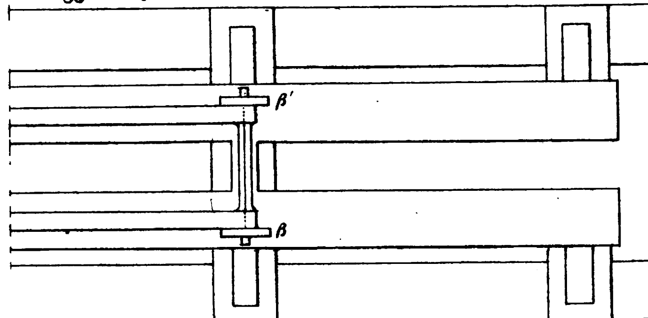
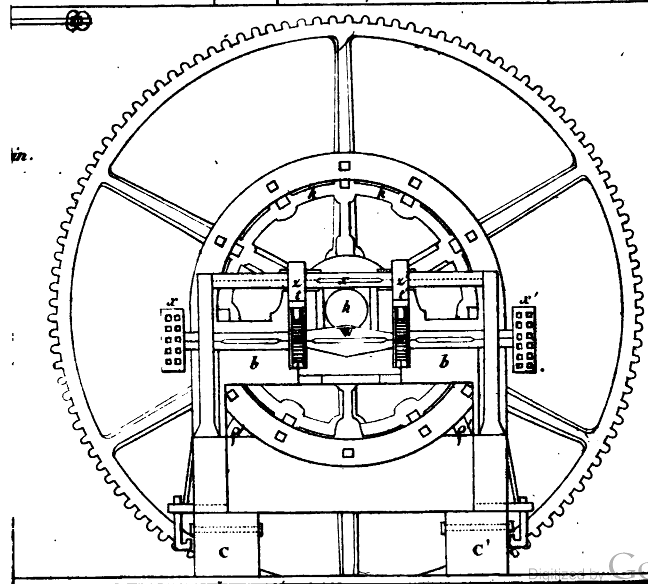


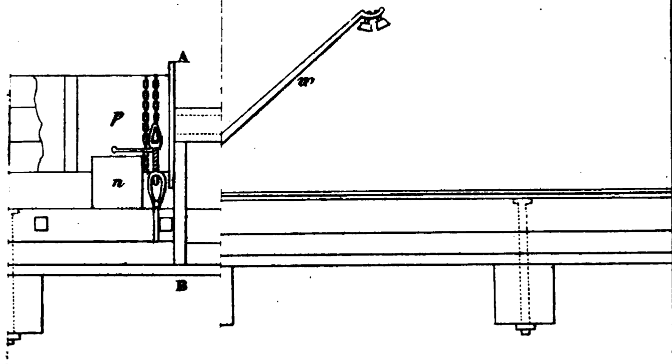
Fig. 2. Plan de l'attirail.





Gravé par Berthe.

Attirail pour l'



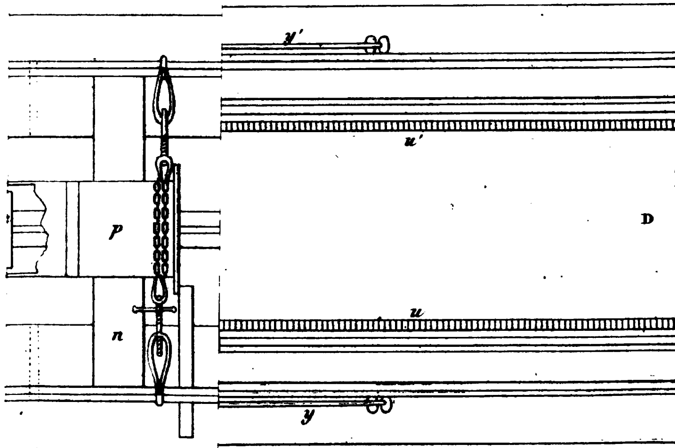
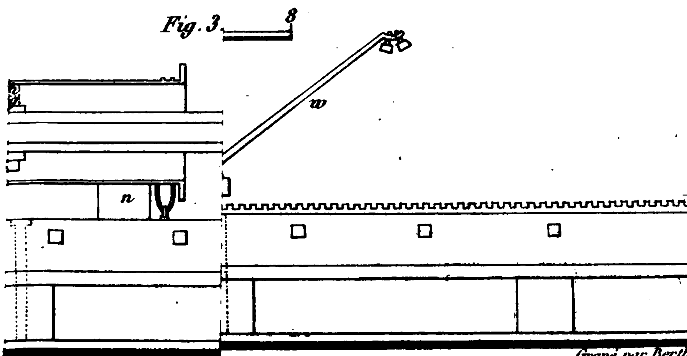
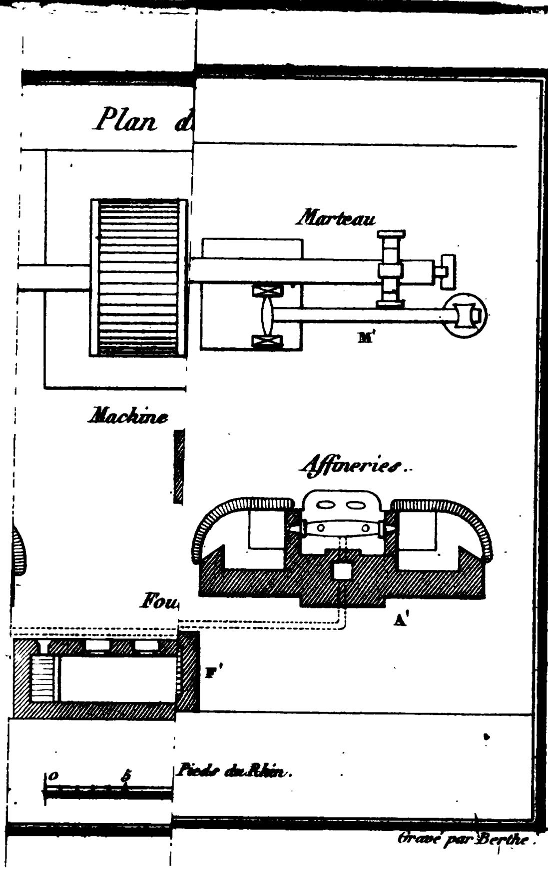
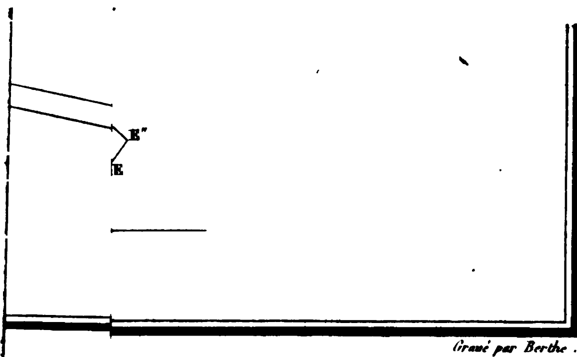


Fig. 3. 8

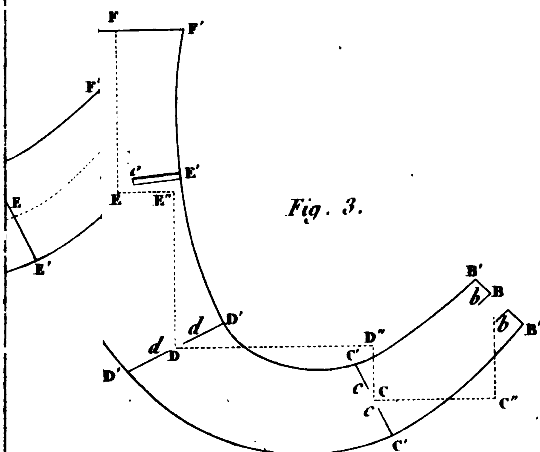


Gravé par Berthe.

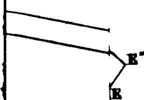

Plan d
Marteau
M'
Machine
Affineries..
Fou
A'
F'
0
5
Pieds du Rhin.
Gravé par Berthe.


E"
E
Gravé par Berthe.

1 . Page



ig. 4. 445.



Gravé par Berthe.